

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA
Y GEOGRÁFICA**

E.A.P. DE INGENIERIA DE MINAS

**“Optimización de la fragmentación en los proyectos
de voladura primaria en la zona norte del tajo San
Pedro Sur, Minera La Zanja”**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Luis Alfredo Chávez León

ASESOR

Mucho, Rómulo

Lima – Perú

2014

DEDICATORIA

A mis queridos padres, **Florentino y Paulina**, por su apoyo permanente en mi crecimiento personal y profesional.

A mis hermanos, **Juan y Alex**, por ser soporte de cada uno de mis proyectos.

Y a **Yessica** quien con su empuje y entusiasmo motivó a la realización de este trabajo.

AGRADECIMIENTOS

Al **Ing. Rómulo Mucho**, por haberme asesorado en el desarrollo del presente trabajo.

Al **Ing. Mario León**, por su guía y enseñanzas en el desarrollo del proyecto.

A **Ing. Luis Rojas** por su colaboración y dirección.

A la **Ing. Denisse Quispe**, al **Ing. Cesar Castañeda** y al **técnico Raúl Balcazar** por su participación y aporte.

RESUMEN

El presente estudio trata acerca de la solución a una problemática suscitada en Minera la Zanja, la cual consistía en un alto porcentaje de resultados deficientes a nivel de fragmentación producto de la voladura de los proyectos Primarios en el Tajo San Pedro Sur. Las actividades de perforación y voladura fueron estudiadas para lograr obtener una fragmentación óptima.

La zona norte del tajo San Pedro Sur donde existe un alto fracturamiento del macizo rocoso con una matriz dura (50-200 Mpa), alta presencia de agua, ha sido la principal área donde se ha efectuado los diversos ajustes en el diseño de los proyectos debido que es justamente en esa zona donde los resultados a nivel de fragmentación son deficientes, generando con ello la necesidad de realizar voladuras secundarias y uso de energía mecánica para la reducción del material grueso, incrementar las áreas destinadas para su disposición, asimismo, conduce a obtener bajos índices de recuperación del Au en el Pad de lixiviación.

Para alcanzar los objetivos de fragmentación se revisó las teorías de voladura y se implementó cambios en el factor de potencia, en el tipo y longitud del stemming, tiempo de salida entre taladros y filas, y reducción de malla de perforación.

La aplicación de estos cambios ha permitido llegar a un valor mensual de P80 del material roto de 8.17 pulg, lo que significa una reducción del 28% respecto al valor de 11.4 pulg, el cual es el promedio del primer semestre del año 2013. Alcanzar tal resultado de fragmentación generó un incremento de 3% en la recuperación del Au.

ABSTRACT

The present study discusses about the solution to a problem raised at Minera la Zanja, which consisted in a high percentage of poor fragmentation produced by Primary Blasting Project in the San Pedro South Pit. The drilling and blasting activities were studied to achieve an optimal fragmentation.

In the northern of San Pedro South Pit there is a high fracturing of the rock mass with a hard matrix (50-200 Mpa), high presence of water, has been the main area where has made adjustment to the project design, because in that area results of fragmentation were poor, generating the necessity of secondary blasting and the use of mechanical energy to reduce coarse material, increasing the areas destined for its disposal, also generate to obtain low recovery rates of Au in leach pad.

To achieve the objectives of the fragmentation was revised blast theories and were implemented changes in the power factor, in the type and length of stemming, inter-hole and inter-row timing, and reduction of drilling pattern.

The implementation of these changes has allowed obtain a monthly value of 8.17 inches, of P80 (passing 80 per cent) which means a reduction of 28% compared to the value of 11.4 inches, which is the average for the first semester of 2013. Achieving these fragmentation results generated a 3% increase in the recovery of Au.

ÍNDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
LISTA DE FIGURAS	xiii
LISTA DE TABLAS	xvii
INTRODUCCIÓN.....	1

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Identificación del Problema	3
1.2. Formulación de Objetivos	3
1.2.1. Objetivo General	3
1.2.2. Objetivos Específicos	3
1.3. Justificación del estudio	4
1.3.1. Importancia del estudio	4
1.3.2. Cáncer original del estudio	4
1.4. Planteamiento del Problema de Investigación	5
1.5. F6rmulacion de la hip6tesis	5
1.6. Metodolog6a del Estudio.....	5

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1. Ubicaci6n y accesibilidad	7
2.1.1. Ubicaci6n	7
2.1.2. Accesibilidad.....	7
2.2. Fisiograf6a	7

2.2.1. Relieve.....	7
2.2.2. Clima.....	7
2.3. Hidrología	9

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. Fragmentación por voladura	10
3.2. Efecto de las discontinuidades sobre la fragmentación por voladura	11
3.3. Efecto de los parámetros controlables de voladura sobre la fragmentación	12
3.3.1. Perforación	12
3.3.2. Secuencia de salida del Disparo.....	14
3.3.3. Selección de retardo	15
3.3.3.1. Detonadores no eléctricos	15
3.3.3.2. Detonadores electrónicos	17
3.3.4. Stemming.....	18
3.3.4.1. El efecto del confinamiento sobre la velocidad de detonación	19
3.3.4.2. El efecto del confinamiento sobre la presión de gas	20
3.3.4.3. El efecto del stemming sobre la onda de esfuerzo	21
3.3.4.4. Tipo y tamaño de material de stemming.....	23
3.3.4.5. Longitud del stemming	24
3.4. Medición y análisis de la fragmentación	27
3.4.1. Medición de la fragmentación mediante imágenes	27
3.4.2. Descripción del sistema de medición	28
3.4.3. Calibración para el uso adecuado del Software Split Desktop	28
3.4.3.1. Capturar muestras representativas	28
3.4.3.2. Delineación de partículas.....	28
3.4.3.3. Estimación de finos	28

3.4.3.4. Tercera dimensión.....	29
---------------------------------	----

CAPÍTULO IV

GEOLOGÍA

4.1. Geología Regional.....	30
4.2. Geología Local	31
4.2.1. Sector Norte	31
4.2.2. Sector Sur.....	32
4.3. Estratigrafía.....	34
4.3.1. Formación Llama.....	34
4.3.2. Formación Porculla	34
4.3.3. Domo Riolítico	34
4.3.4. Volcánico Huambos	34
4.4. Geología Estructural.....	35
4.5. Geología Económica	35
4.5.1. Mineralización.....	35
4.5.2. Alteración.....	36

CAPÍTULO V

GEOTÉCNIA

5.1. Unidades Geotécnicas	38
5.1.1. Depósito coluvial (unidad geotécnica I)	38
5.1.2. Basamento rocoso (unidad geotécnica II)	38
5.1.2.1. Brecha hidrotermal	38
5.1.2.2. Tufo volcánico Silicificado	38
5.1.2.3. Tufo volcánico argilizado.....	38
5.1.2.4. Tufo volcánico argílico avanzado.....	39

5.2. Parámetros geotectónicos	39
5.2.1. Tufo volcánico silicificado.....	39
5.2.2. Tufo volcánico argilizado.....	39
5.2.3. Tufo volcánico argílico avanzado.....	39
5.3. Zonificación geotécnica del tajo San Pedro Sur	40
5.3.1. Condiciones geotécnicas zona 4 del tajo San Pedro Sur (Zona Sur).....	40
5.3.2. Condiciones geotécnicas zona 6 del tajo San Pedro Sur (Zona Intermedia) ..	41
5.3.3. Condiciones geotécnicas zona 7 del tajo San Pedro Sur (Zona Norte)	41

CAPÍTULO VI

OPERACIONES MINA

6.1. Actividades Unitarias	42
6.1.1. Perforación	42
6.1.1.1. Tipos de taladros realizados en los proyecto de perforación	43
6.1.2. Voladura	45
6.1.2.1. Agentes de explosivos usados en los Proyectos Primarios	46
6.1.2.2. Accesorios de voladura	46
6.1.3. Carguío	47
6.1.4. Acarreo	47

CAPÍTULO VII

PLANTA DE PROCESOS

7.1. Lixiviación del mineral	49
7.2. Manejo Operativo Planta.....	50
7.2.1. Transporte de mineral hacia el Pad	50
7.2.2. Acondicionamiento del mineral con cal	50
7.2.3. Preparación del Pad.....	51

7.2.4. Ripeado del mineral	51
7.2.5. Tuberías y accesorios de alimentación al Pad de Lixiviación	52
7.2.6. Tendido de tubería en celda	52
7.2.7. Riego de celda.....	53
7.2.8. Solución de Pad a Poza Pregnant	54
7.2.9. Procesamiento de la Solución Rica	54

CAPÍTULO VIII

LÍNEA BASE DE LAS ACTIVIDADES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

8.1. Diseño.....	56
8.2. Operación	57
8.2.1. Calibración del camión fábrica	57
8.2.2. Carguío de taladros.....	57
8.2.3. Densidades de la Mezcla	57
8.2.4. Stemming.....	57

CAPÍTULO IX

OPTIMIZACIÓN EN EL DISEÑO DE LOS PROYECTOS PRIMARIOS DE VOLADURA

9.1. Reorganización de actividades en los Proyectos Primarios de Voladura.....	58
9.1.1. Caracterización del macizo rocoso y fragmentación	58
9.1.2. Adecuación de tipos de mezcla explosiva a cada zona identificada	59
9.1.3. Adecuación de mallas de perforación y diseños de carga según zonas	59
9.1.4. Identificación de factor de Potencia según alteración	60
9.1.5. Evaluación del uso o descarte del detonador electrónico	60
9.1.6. Evaluación de la secuencia salida de los disparos que favorecen a fragmentar el macizo rocoso	61
9.1.7. Monitoreo de resultado de fragmentación mediante análisis de imágenes.....	62
9.2. Mediciones de VOD	64

9.2.1. Mezcla HA 46	64
9.2.2. Mezcla HA 64	65
9.3. Pruebas en Proyectos Primarios de Voladura.....	66
9.3.1. Incremento del factor de potencia e implementación de stemming con granulometría de 1.5"	66
9.3.1.1. Prueba: Disparo 3402-16	66
9.3.2. Reducción de malla de perforación a 5 x 4.3 m	69
9.3.2.1. Prueba: Disparo 3396-16	69
9.3.3. Reducción de malla de perforación a 4.6 x 3.6 y variación de tiempos de detonación entre taladros y filas	71
9.3.3.1. Prueba 1: Disparo 3378-01	71
9.3.3.2. Prueba 2: Disparo 3384-22	74

CAPÍTULO X

ANÁLISIS DE RESULTADOS

10.1. Fragmentación.....	77
10.2 Recuperación del Au	81
10.3. Económicos	82

CONCLUSIONES	87
---------------------------	----

RECOMENDACIONES	88
------------------------------	----

BIBLIOGRAFÍA	89
---------------------------	----

ANEXOS

ANEXO A: ZONIFICACIÓN DEL TAJO SAN PEDRO SUR

ANEXO B: DISEÑO DE CARGA SEGÚN DUREZA Y PRESENCIA DE AGUA

ANEXO C: RESUMEN DE REPORTES MENSUALES DE FRAGMENTACIÓN

ANEXO D: REPORTE DE MONITOREO DE VIBRACIONES

LISTA DE FIGURAS

Figura 2-1: Ubicación geográfica de Minera la Zanja.....	8
Figura 3-1: Propagación de la onda de Choque.....	10
Figura 3-2: Expansión de la presión de gas	10
Fig. 3-3: Radio de influencia de un taladro en una malla cuadrada.....	13
Fig. 3-4: Radio de influencia con un 30% de desviación del burden	13
Fig. 3-5: Incremento de 33% el radio efectivo del taladro	13
Fig. 3-6: Incremento del radio efectivo del taladro con desviación del 30%.....	13
Figura 3-7: Función de densidad para retardos cortos (9,25,100 ms)	16
Figura 3-8: Función de densidad para retardos largos (700, 100, 1400 ms).....	17
Figura 3-9: Comparación entre los dos sistemas para retardos cortos	18
Figura 3-10: Gráfica frecuencia vs amplitud, para taladros sin stemming	22
Figura 3-11: Gráfica frecuencia vs amplitud, para taladros con stemming de caliza ..	23
Figura 3-12: La influencia del contenido cementante en el incremento de la resistencia de ligadura.....	24
Figura 3-13: Efecto del explosivo y tipo de roca sobre la longitud del stemming	26
Figura 3-14: Ventana de trabajo y reporte del software Split Desktop.....	27
Figura 3-15: Ruta del proceso de imágenes con Split Desktop	29
Figura 4-1: Vista en planta de la Geología Regional	30
Figura 4-2: Vista NS del Tajo San Pedro Sur	31
Figura 4-3: Brecha Polimíctica, Clastos Subredondeados, zona norte Tajo San Pedro Sur	31
Figura 4-4: Brecha Hidrotermal, clasto-soportante, con fuerte carga de óxidos (goethita, hematita y jarosita), Zona Norte Tajo San Pedro Sur	32
Figura 4-5: Tufo cristalolítico, textura ignimbrítica mostrando dirección de flujo, alteración argílica avanzada, con 2% de pirita.	33
Figura 4-6: Tufo de cristales, alteración sílice moderada con trazas de pirita.....	33
Figura 4-7: Brecha monomíctica matriz soportante con clastos silicificados.....	33

Figura 4-8: Columna Estratigráfica.....	35
Figura 4-9: Vista de cuerpos principales en el Tajo San Pedro Sur	36
Figura 4-10: Bx. Polímicita, matriz soportante, matriz argilizada	37
Figura 4-11: Tufo cristalolítico, alteración Argílica avanzada Ox.Fe.....	37
Figura 6-1: Parámetros de diseño del tajo San Pedro Sur.....	42
Figura 6-2: Plan de perforación semana 02-08 Diciembre,2013	43
Figura 6-3: Proyectos 3384-33, Diciembre 2013, muestra los tres tipos de taladros en el diseño.	45
Figura 6-4: Rampas de acarreo de mineral	48
Figura 7-1: Descarga de mineral en el Pad	50
Figura 7-2: Incorporación de cal en el mineral	51
Figura 7-3: Nivelación de las celdas del Pad.....	51
Figura 7-4: Ripeado de las celdas del Pad	52
Figura 7-5: Tendido de sistema de tuberías sobre las celdas de lixiviación.....	53
Figura 7-6: Vista de una celda ya terminada, lista para el regado por goteo	53
Figura 7-7: Descarga de solución del Pad a Poza Pregnat	54
Figura 7-8: Planta ADR (Adsorción/Desorción/Regeneración)	55
Figura 8.1: Diseño de carga Taladro de Producción	56
Figura 8-2: Diseño de carga Taladros Buffer.....	56
Figura 9-1: Información superpuesta del banco 3384 al proyecto prioridad 3 del banco 3378	59
Figura 9-2: Mapeo de alteraciones para el Nv 3384	60
Figura 9-3: Sistema de iniciación pirotécnica y electrónica.....	61
Figura 9-4: Secuencia de salida en echelon, del Proyecto 3384-08.....	61
Figura 9-5: Frente de Minado y toma de muestra	63
Figura 9-6: Delineación de fragmentos y reporte de curva granulométrica	63
Figura 9-7: Medición de VOD en HA 46, realizado en el Proyecto 3390-41.....	64

Figura 9-8: Medición de VOD en HA 64, realizado en el proyecto 3384-11	65
Figura 9-9: Proyecto de fragmentación no uniforme	66
Figura 9-10: Zona superior “amarrada”	66
Figura 9-11: Parámetros de diseño Proyecto 3402-16.....	67
Figura 9-12: Malla de perforación Proyecto 3402-16	67
Figura 9-13: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3402-16	68
Figura 9-14: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3402-16.....	68
Figura 9-15: Parámetros de diseño Proyectos 3396-16.....	69
Figura 9-16: Malla de perforación Proyecto 3396-16	70
Figura 9-17: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3396-16	70
Figura 9-18: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3396-16.....	71
Figura 9-19: Parámetros de diseño Proyecto 3378-01.....	72
Figura 9-20: Polígonos de sílice masiva dentro del proyecto 3378-01	72
Figura 9-21: Diseño de salida en V, para el proyecto 3378-01	73
Figura 9-22: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3378-01	73
Figura 9-23: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3378-01	74
Figura 9-24: Parámetros de diseño Proyecto 3384-22.....	74
Figura 9-25: Malla de perforación Proyecto 3384-22	75
Figura 9-26: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3384-22	75
Figura 9-27: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3384-22.....	76
Figura 9-28: Vista en campo de resultado del disparo del Proyecto 3384-22	76
Figura 10-1: Comparación de resultados de fragmentación para los proyectos de prueba.....	78
Figura 10-2: Ploteo de los puntos característicos para la distribución de cada Proyectos de Prueba	79

Figura 10-3: Comparación del factor potencia real vs P80	80
Figura 10-4: Comparación del factor de potencia real vs P80 mensual	81
Figura 10-5: Reporte de recuperación de Au actual en el Pad de lixiviación	81
Figura 10-6: Costo mensual y unitario	85
Figura 10-7: Comparación de costos vs ingresos	86

LISTA DE TABLAS

Tabla 3-1: Resultado en detonadores no eléctricos para períodos cortos y largos....	16
Tabla 3-2: Resultado en detonadores electrónicos	17
Tabla 3-3: Estimación del factor de roca	25
Tabla 5-1: Resumen de propiedad de los material Tajo San Pedro Sur (Anddes)....	40
Tabla 5-2: Resumen características geotécnicas para la zona 4	40
Tabla 5-3: Resumen características geotécnicas para la zona 6	41
Tabla 5-4: Resumen características geotécnicas para la zona 7	41
Tabla 6-1: Perforadoras usadas en las operaciones, Minera la Zanja 2013	43
Tabla 8-1: Parámetros de Perforación y Voladura Zona Norte, Junio 2013	56
Tabla 10-1: Resumen proyectos de pruebas.....	77
Tabla 10-2: X50, X80 y Top size	79
Tabla 10-3: Ajuste de finos en los proyectos de prueba	80
Tabla 10-4: Ensayo de laboratorio para determinación de recuperación de Au.....	82
Tabla 10-5: Costo de perforación, 2da reducción de malla	83
Tabla 10-6: Costo de voladura, 1era prueba	84
Tabla 10-7: Costo de voladura, 2da prueba	84
Tabla 10-8: Costo de voladura, 3era Prueba.....	85

INTRODUCCIÓN

La unidad Minera La Zanja de Compañía de Minas Buenaventura (53.06%) y Newmont (46.94%) es una operación minera a tajo abierto dedicado a la producción de oro a partir de un cuerpo mineralizado de óxidos. El proceso de lixiviación se desarrolla sin un chancado previo del material volado, por ello las actividades de perforación y voladura encargadas de romper mineral deben ser estudiadas y optimizadas para entregar un material roto con una fragmentación adecuada que permita una mejor recuperación en las pilas de lixiviación.

Minera La Zanja producto del minado continuo, y al descenso de los bancos a los niveles de explotación actual 3390, 3384 y 3378 ha experimentado cambios en las condiciones de explotación, con ello incorporando nuevas variables a considerar para el logro de los objetivos a nivel de resultado de los disparos primarios de los proyectos de voladura. Las condiciones actuales con alta presencia de agua (estática, dinámica), macizo rocoso con fuerte fracturamiento y con una resistencia mecánica de la matriz relativamente alta, resistencia a la compresión uniaxial (50-200Mpa), zona de ladera a considerar en los proyectos cercanos a los límites del pit, emplazamiento en zona geográfica de alta precipitación pluvial constituyen los parámetros del entorno los cuales condicionan el diseño para el logro de un resultado óptimo del disparo en términos de fragmentación, desplazamiento de la pila de material, perfil de la pila del material y minimización de la vibración.

El tajo San Pedro Sur se encuentra zonificado en 7 zonas atendiendo a las condiciones geotécnicas encontradas, pero en forma operacional se las conoce como zona norte, zona intermedia y zona sur. La zona norte es actualmente la que aporta la mayor parte del volumen de producción y se encuentra principalmente en roca silicificada y argílica con un grado de alteración moderada y un RQD de 40%, características tales que dificultan los resultados de la fragmentación.

Para conseguir mejorar los resultados la información geológica es muy importante por ello los mapeos de alteraciones obtenidas de los detritus de perforación se realizan en forma permanente y son entregadas para la elaboración de los diseños. Este mapeo puede ser correlacionado con la dureza de la roca y de esta forma brindarnos información para

elaborar un diseño de carga adecuado, que permita entregar la energía necesaria para romper la roca.

Se realizaron 3 tipos de pruebas en los proyectos de voladura, cada uno de ellas encierran cambios en las variables de perforación o voladura, los resultados fueron seguidos mediante muestreos de la pila de material roto, y procesadas mediante un software de análisis de fragmentación. Este control fue permanente ya que ello era el principal control que se contaba para cuantificar el progreso de resultados. Se realizó en un período tiempo mediante un proceso de medición directa de la fragmentación realizando tamizado de un cierto volumen de material del frente de minado en una zaranda de 10 pulg, pero fue abandonado ya que tenía un costo alto.

La información de los diseños usados y los resultados obtenidos de los disparos realizados fueron almacenados en una base de datos de manera tal que dicha información nos sirva de apoyo para cambiar o mantener los diseños en los proyectos de los bancos inferiores.

Las modificaciones en los diseños de los proyectos significaron un incremento en el costo de voladura, sin embargo alcanzar y mantener una fragmentación adecuada genera una mayor recuperación de Au y por lo tanto un mayor ingreso el cual es ampliamente superior a los costos incurridos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Identificación del Problema

Durante el primer semestre del año 2013 se experimentó cambios en las condiciones del tajo San Pedro Sur debido a un alto nivel de saturación de agua y alto fracturamiento del macizo rocoso lo cual influyó en obtener un alto porcentaje de resultados deficientes con fragmentación gruesa producto de los disparos de los proyectos primarios de voladura. Esta fragmentación gruesa se ha venido mantenido superior al P80 máximo impuesto por Planta de Proceso la cual es de 10 pulg.

El proceso de lixiviación en Minera la Zanja se realiza directamente con el material descargado proveniente de los frentes de carguío, es decir no se contempla un chancado previo por ello a razón de que la fragmentación es un variable importante para la lixiviación, los resultado deficientes que se ha venido obteniendo durante el primer semestre del 2013 han generado la obtención de índices de recuperación bajos.

1.2. Formulación de Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Optimizar la fragmentación en los Proyectos de voladura primaria en la Zona Norte del tajo San Pedro Sur, a través de la modificación gradual de los parámetros de diseño de Perforación y Voladura e incorporación de accesorios.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Conocer las características geológicas y geomecánicas de la zona norte del Tajo San Pedro Sur.
- Evaluar la calidad de los agentes de voladura y explosivos usados en la operación.
- Realizar un estudio de línea base de las prácticas en el diseño de perforación y voladura para disparos de producción.
- Identificar los problemas operativos que influyen en el resultado desfavorable de los disparos.
- Evaluar detalladamente cada una de las variantes del diseño a incorporar.

- Monitorear diariamente la fragmentación de los disparos como indicador de los resultados obtenidos.
- Evaluar económicamente las variantes propuestas.

1.3. Justificación del estudio

El presente estudio tiene una justificación técnica y económica:

Técnica pues en base a la investigación detallada de las variables condicionantes se realizará la modificación gradual de los parámetros de diseño de Perforación y Voladura, y de este modo se logrará plasmar un diseño adecuado para los Proyectos de Voladura Primarios en la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur que conduzcan a la obtención de los objetivos de la operación.

Económica ya que enfocado al hecho que la voladura constituye la única actividad unitaria en el proceso de conminución para esta operación a cielo abierto, y siendo la energía química del explosivo la energía más barata para lograr la reducción de la fragmentación del mineral, lograr la optimización de la fragmentación en los Proyectos de Voladura Primarios en la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur, conduce a alcanzar del modo más rentable el objetivo de entregar el mineral fragmentado con una mejor distribución e uniformidad lo cual repercute directamente en la obtención de mejores índices de recuperaciones del Au en el Pad.

1.3.1. Importancia del estudio

Alcanzar y mantener una distribución uniforme de la fragmentación a un $P80 = 8.17''$, lo cual se traduce en una reducción del 28% respecto a los valores promedios mensuales del primer semestre de año, generando con ello un incremento en el índice de recuperación de Au en el Pad.

1.3.2. Caracter original del estudio

La integración e implementación de una serie de líneas de investigación que están vinculadas a fin de alcanzar un entendimiento de las principales razones que no permiten obtener resultados deseados de fragmentación a partir de las prácticas actuales de perforación y voladura.

1.4. Planteamiento del Problema de Investigación

¿Cómo optimizar la fragmentación de los Proyectos de Voladura Primarios en la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur?

1.5. Formulación de la hipótesis

Optimizando el diseño de los Proyectos de Voladura Primarios en la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur se logrará un nivel de fragmentación adecuado que conduzca al incremento de los índices de recuperación de Au en el Pad.

1.6. Metodología del estudio

El estudio realizado hace uso de los siguientes tipos de diseños de investigación:

Es **exploratorio**, pues en una primera etapa se examinó el problema de investigación mediante la recopilación de literatura técnica, realización de entrevistas a profesionales de otras áreas vinculadas y especialistas de las empresas especializadas en voladura a fin de obtener datos o líneas de partida.

Es **descriptivo**, pues se realizó una descripción y análisis de las variables influyentes en el problema de investigación es decir se buscó conocer las características y comportamientos actuales del tajo (la geología, geomecánicas, las prácticas operativas, etc.).

Es **experimental**, porque se buscó investigar las posibles relaciones causa – efecto bajo condiciones cuidadosamente controladas. Se realizaron pruebas en proyectos bajo diseños específicos y se controló el nivel de resultado para luego ser implementados o descartados.

La metodología del trabajo comprende:

La primera parte del proyecto consistirá en la recopilación de información acerca de la caracterización geológica (litología, alteración), geomecánica del macizo rocoso del tajo San Pedro Sur. Dicha información servirá como parte de las variables de entrada a tomar en cuenta para el diseño.

La segunda parte consiste en la realización de un estudio de línea base donde se identificará las prácticas operativas que influye en el resultado de los disparos; se

realizará la evaluación de calidad de agentes de Voladura y explosivos mediante la medición de su VOD (velocidad de detonación) para las diferentes mezclas explosivas que se vienen empleando en los taladros de producción de los proyectos de voladura.

En la tercera parte se utilizará la información recopilada para la realización del diseño: adecuación de mezclas, adecuación de mallas de perforación según zonas, identificación de factor de potencia según alteración, evaluación del uso o descarte de detonadores electrónicos, evaluación de los tiempos de retardo entre taladros y filas, evaluación de la secuencia de salida de los disparos.

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1. Ubicación y accesibilidad

2.1.1. Ubicación

Minera La Zanja se encuentra ubicada en el distrito de Pulán, provincia de Santa Cruz de Succhabamba en la región suroeste del departamento de Cajamarca. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas UTM:

- Norte: 9'245,500
- Este: 732,250

El área de las operaciones de Minera La Zanja comprende las zonas altas del distrito de Pulan, a una elevación que varía entre los 2800 y 3620 m.s.n.m y en los límites con los distritos de Catache de la misma provincia de Santa Cruz y el distrito de Catilluc de la provincia de San Miguel.

2.1.2. Accesibilidad

Minera La Zanja es accesible por dos rutas, a través de:

- | | |
|-------------------------------------------------------------|--------|
| • Lima –Cajamarca – El empalme – Minera La Zanja | 952 Km |
| • Lima – Cajamarca – Chilete – San Miguel – Minera La Zanja | 939 Km |

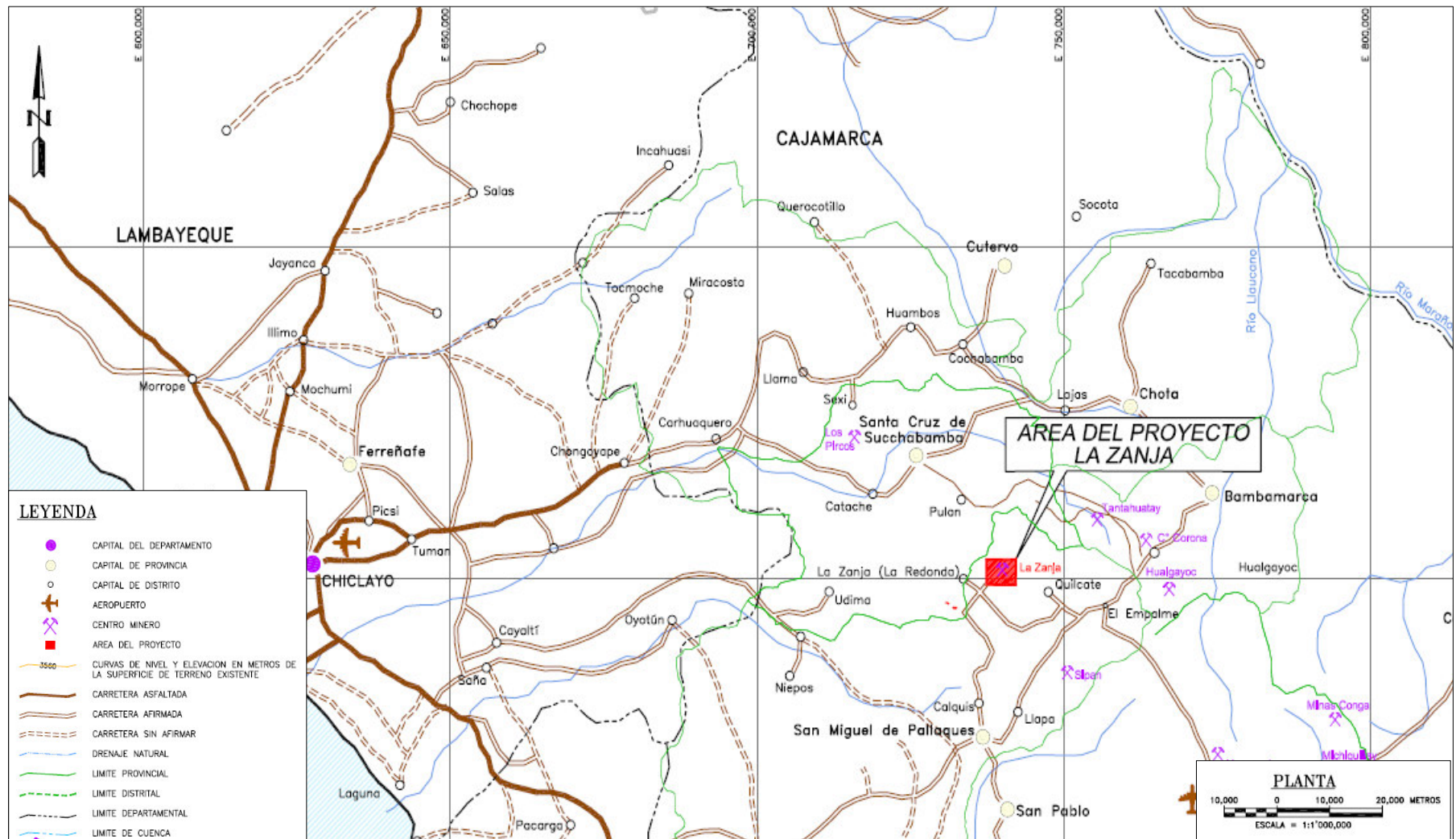
2.2. Fisiografía

2.2.1. Relieve

El área de la mina se ubica en los Andes Centrales, los que se caracterizan por la presencia de numerosas quebradas cuyas laderas presentan gradientes pronunciadas y las altas planicies, situados a más de 3500m de altitud y que han recibido el nombre de la Región de la Puna o Altiplano (INGEMMET, 1987).

2.2.2. Clima

La zona presenta una temperatura promedio mensual que fluctúa entre 7 – 8.2 °C. El periodo de menor precipitación ocurre en los meses de mayo a septiembre y el de mayor precipitación se da entre los meses de octubre y abril.



2.3. Hidrología

El sistema de drenaje superficial del área de estudio se puede subdividir en dos sistemas de microcuencas principales:

- La microcuenca de la quebrada El Cedro drena hacia el norte e incluye las quebradas Bancuyoc, La Cuchilla, La Playa, La Mina, Bramadero, Cocán y El Hornazo.
- La microcuenca del río Pisit que también drena hacia el norte e incluye las quebradas San Lorenzo, Del Panteón y Vizcachas

La quebrada El Cedro recibe posteriormente el nombre de río Pulán, el cual se une con el río Pisit para constituir el río Cañad tributario del río Chancay. El río Chancay aporta aguas al río Reque y este vierte finalmente sus aguas en el océano Pacífico.

En el área de la mina, los cursos de agua son permanentes pero sus caudales son mínimos si se comparan con los caudales obtenidos aguas debajo de Pulán y Pisit.

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. Fragmentación por voladura

La fragmentación es un índice que se usa para medir el resultado de las voladuras. De acuerdo a Scott (1996) los fragmentos en la pila de material roto tienen 3 fuentes:

- Fragmentos formados por nuevas fracturas creadas por la detonación de la carga explosiva.
- Los bloques insitu que han sido simplemente liberados del macizo rocoso sin más rotura.
- Los fragmentos formados por la extensión de las fracturas insitu en combinación con las nuevas fracturas.

En las voladuras la onda de choque y la presión de gas colaboran significativamente a la fragmentación de la roca.

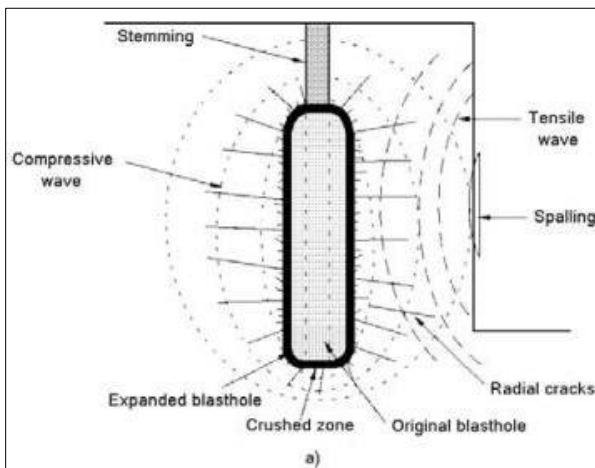


Figura 3-1: Propagación de la onda de Choque

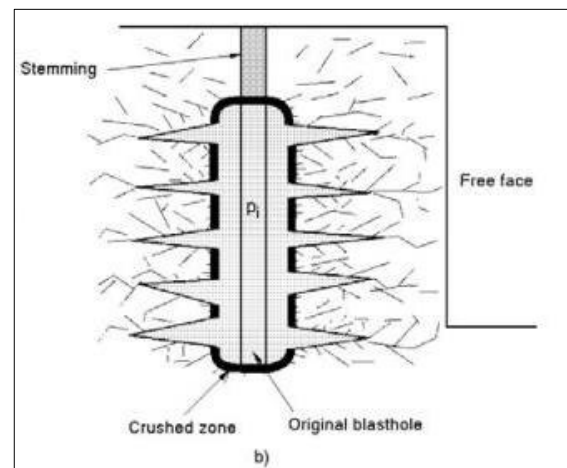


Figura 3-2: Expansión de la presión de gas

La detonación de una carga explosiva en un taladro origina una onda de choque inicial muy fuerte que se va descomponiendo en ondas de esfuerzo, ondas P y S, en el macizo rocoso circundante. En un plano normal a el eje del taladro, la onda de esfuerzo puede ser considerada que tiene un componente radial y tangencial de esfuerzos. Inicialmente, cerca del taladro, los esfuerzos radiales y tangenciales son compresivos, Scoot (1996). La alta presión a la que está expuesta la roca rompe la zona alrededor del taladro, zona de

trituration. El trituramiento continua hasta que el esfuerzo haya sido atenuado por debajo de la resistencia a la compresión dinámica de la roca. Al poco tiempo el esfuerzo tangencial cerca del taladro, inducido por la onda compresiva radial, se convierte en tensión. Si el esfuerzo de tensión tangencial excede la resistencia dinámica a tensión se forma las fracturas radiales.

Cerca del taladro el número de grietas radiales es bastante grande, pero solo algunas de ellas se propagan lejos. Mientras la velocidad de propagación de la grietas es inicialmente alrededor de 1000 m/s, disminuyendo gradualmente, la velocidad de la onda de choque en roca dura es alrededor de 4000-5000 m/s. La longitud de la grieta radial para cuando la onda de choque alcanza la superficie libre es menor que el 25 por ciento de la distancia a la cara libre, Holmberg and Persson (1994).

Después de la propagación de la onda de esfuerzo, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del taladro que puede expandir el taladro original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad. El movimiento de material se da como última etapa en el proceso de voladura. La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de las ondas compresionales y de tensión, la presurización del gas o combinación de ambos, sin embargo algún grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo.

3.2. Efecto de las discontinuidades sobre la fragmentación por voladura

Las propiedades de la roca son variables, no controlables, en el diseño de voladura. El rendimiento de una voladura es influenciado por la estructura geológica y la resistencia de la roca. En casi todas las operaciones mineras las rocas están lejos de ser homogéneas. Existen juntas, planos de estratificación, rellenos, etc. los cuales tiene una gran influencia sobre la voladura. Estos se definen como planos de debilidad dentro del macizo rocoso los cuales no han tenido un movimiento visible. Habrá una diferente transmisión de las onda de esfuerzo a través de las juntas dependiendo de si las juntas están cerradas, abiertas o rellenadas. Las juntas cerradas no afectan la transmisión de la onda de esfuerzo mientras que las juntas abiertas y rellenadas introducen una discordancia de la impedancia y refleja la onda de esfuerzos. Si la onda reflejada tiene la suficiente fuerza entonces la rotura toma lugar. Las grietas radiales los cuales se han formado por la onda principal en roca continua se interrumpen prematuramente por la junta.

3.3. Efecto de los parámetros controlables de voladura sobre la fragmentación

Más de veinte factores influyen en la fragmentación de una voladura. La influencia de la interacción de las variables de diseño de una voladura sobre la fragmentación ha sido estudiada por muchos investigadores. Estas variables son factor de potencia, malla de perforación, diámetro del taladro, tiempos de retardo e inexactitud de la perforación.

3.3.1. Perforación

Si la cantidad de explosivo por taladro es tal que el radio que afecta al macizo rocoso es pequeño, la desalineación de la perforación entregará una mala fragmentación. Cuando los taladros se disparan independientemente, habrá un cilindro roto de macizo rocoso alrededor de cada taladro. En una sección horizontal a través del banco, cada cilindro puede representarse como un círculo. Para la fractura de todo el macizo rocoso durante la voladura cada punto debe estar al menos dentro de uno de estos círculos.

Los resultados de la fragmentación descrita por solo el tamaño medio del fragmento son insuficientes y es necesaria una descripción completa del rango de tamaños. La curva de distribución de Rosin-Ramler ha sido reconocida por entregar una razonable descripción de la fragmentación de roca volada. Para definir la curva de Rosin-Rammler se necesita dos parámetros, el tamaño de fragmento característico (X_c) y el exponente n el cual caracteriza la uniformidad del material roto. Si $n > 1$ el tamaño característico (63.9% pasante) es aproximadamente el tamaño de fragmento medio (50% pasante).

El comportamiento de " n " con la inexactitud en la perforación ha sido estudiado por Lownds (1983). El afirma que el incremento de la inexactitud de la posición del taladro se traduce en una disminución significativa del grado de uniformidad del material volado. A mayores diámetros de taladro o en otras palabras, mayor consumo específico de los explosivos entregan una mejor y más uniforme fragmentación (X_c bajo y un n más alto).

En la figura 3-3 se muestra una malla de perforación cuadrada con sus respectivos círculos alrededor de cada taladro.

Si consideramos un 30% de la desviación del burden en la perforación la malla resulta como la figura 3-4. Se puede observar en esta figura que una gran proporción de área a ser fracturada no se vio afectado por las grietas radiales.

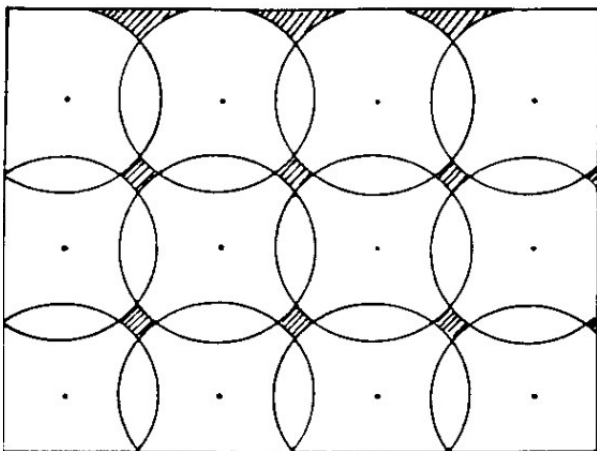


Fig. 3-3: Radio de influencia de un taladro en una malla cuadrada, sin ninguna desviación.

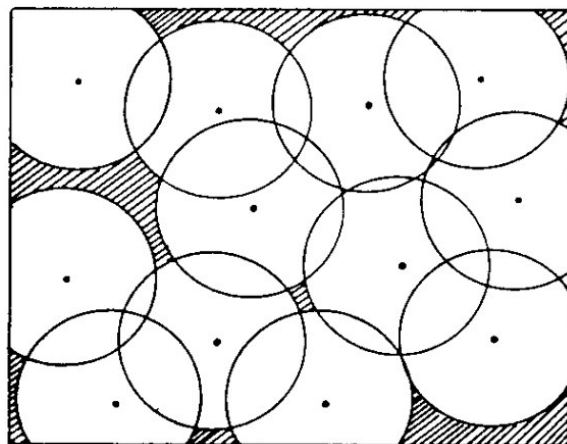


Fig. 3-4: Radio de influencia con un 30% de desviación del burden en la perforación

Esto resulta en una menor uniformidad y un tamaño característico mayor en comparación con el diseño.

Se incrementó a un 33% el radio de acción de los taladros (aumentando la cantidad de explosivo por taladro) y con la perforación de la malla según diseño como se muestra en la figura 3-5. La figura 3-6 presenta un desviación del burden en 30% en la perforación, se observa que con este radio de acción de los taladros existen solo algunas pequeñas áreas sin afectarse por la acción del taladro. El tamaño del fragmento medio esperado permanecerá igual, pero el índice de uniformidad disminuirá por la distribución no uniforme de los taladros.

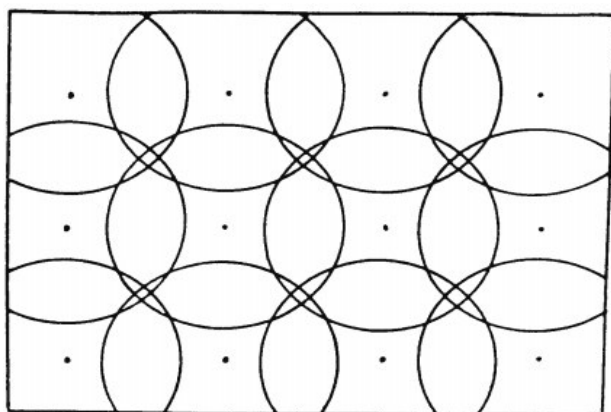


Fig. 3-5: Incremento de 33% el radio efectivo del taladro, sin ninguna desviación

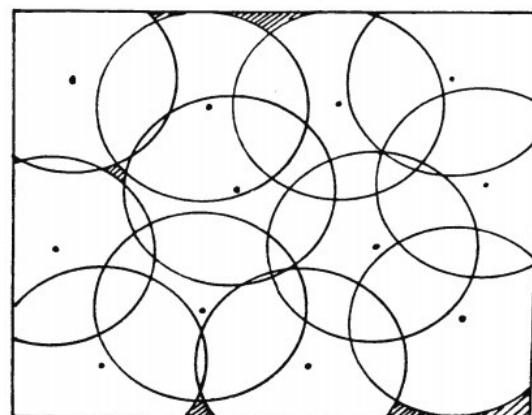


Fig. 3-6: Incremento del radio efectivo del taladro, con desviación del 30%

3.3.2. Secuencia de salida del Disparo

El diseño de la secuencia de salida del disparo proporciona la ruta para la onda de detonación, de iniciación, para el explosivo cargado en los taladros. Un requerimiento principal es que con el progreso de la voladura siempre se forme la cara libre. La cara libre proporciona una superficie de reflexión para la onda de choque, el cual es necesario para la fragmentación del macizo rocoso. Sin la cara libre, el resultado de las voladuras sería muy pobre. Hacia este fin, el diseño de la secuencia de salida del disparo decide el movimiento y dirección de la roca para la creación de la cara libre para los posteriores taladros y filas.

Varios diseños de salida tales como de fila a fila, diagonal, tipo V se usan en los proyectos de voladura. La adecuada selección de la secuencia de salida puede proporcionar un resultado óptimo de la voladura en términos de fragmentación, desplazamiento, control de los taludes, etc. Esto es en gran parte atribuido a la importancia del burden efectivo en cualquier voladura. Al cambiar el diseño de la secuencia de salida de la voladura, el burden efectivo y por lo tanto el ratio de espaciamiento a burden también cambia.

Los tiempos adecuados de retardos entre taladros y entre filas es otra importante contribución en los diseños de secuencia de salida de los disparos y conducen hacia buenos resultados. La liberación sistemática de la energía asociada con el burden adecuado es crucial en el mantenimiento del impulso continuo para los desplazamientos entre filas. Los retardos inadecuados en una voladura múltiple resultará en una pobre fragmentación de las filas posteriores lo cual generará la presencia de fragmentos gruesos, rocas grandes en la zona superior del taladro, pilas de material estrecha y además sobreroturas.

Cualquier cambio en el espaciamiento y/o burden debe estar acompañado por cambios en el retardo de salida. Retardos adecuados ejercen un control sobre el número de filas por lo tanto sobre el número de taladros a ser disparados en un diseño. En proyectos de voladura mayores, con más número de filas, se manifiesta problemas en la fragmentación, especialmente en las filas posteriores. Una de los problemas que se presenta es debido a que se provee alivios inadecuados a las filas.

Los resultados de las voladuras afectan la productividad de los equipos de carguío, no solo por la distribución de tamaños del material, sino además por el perfil geométrico y

esponjamiento de la pila de material. Cuando se usa la pala hidráulica, la altura del banco será el factor decisivo para la eficiencia de las máquinas por ello la voladura debe diseñarse para proveer una adecuada fragmentación y una pila de material con una altura adecuada, que no se extienda en zonas de baja productividad. Si se usa el cargador frontal, la tendencia será hacia un tipo de voladura que produzca un máximo desplazamiento y esponjado de la roca, una alta fragmentación y reducción de la altura de la pila del material.

3.3.3. Selección de retardo

La correcta selección del intervalo de retardo es una de las tareas más difíciles en el diseño de voladura. El retardo tiene la capacidad de influenciar cada aspecto de la voladura, como la fragmentación, estabilidad, excavabilidad, impacto ambiental y sobre quiebre

Los taladros pueden retardarse por las siguientes razones:

- Mejorar la fragmentación de la pila de material.
- Mayor control sobre el desplazamiento de la pila.
- Reducir el sobre quiebre y los niveles de vibración.

La aplicación de retardos compromete la liberación de energía del explosivo en un mayor periodo de tiempo. Antes de hacer esta operación, es necesario entender primero la dinámica de los efectos que se está tratando de controlar.

Se ha comprobado en varias oportunidades que un retardo óptimo depende del burden. Valores mostrados en la literatura varían de 3 a 15 ms/m de burden, con referencia a valores tan altos como 26 ms/m. Por la variabilidad de estos datos, la regla general no debe tomarse en cuenta. El intervalo óptimo lo decidirá el tipo de roca y los requerimientos de la operación. El diseño ideal de voladura debe abarcar conceptos fundamentales y modificarlo cuando sea necesario para compensar condiciones geológicas específicas del lugar.

3.3.3.1. Detonadores no eléctricos

La precisión de un detonador se refiere a qué tan dispersos están los tiempos de retardo respecto de la media de una serie de detonadores del mismo periodo. Estadísticamente, la precisión está dada por el coeficiente de dispersión (cociente entre la dispersión y la

media). La exactitud de un detonador se define como la relación entre la lejanía que tiene la media de una muestra con el tiempo nominal de retardo del detonador. En los detonadores electrónicos se obtiene del contraste entre el tiempo de salida real contra el tiempo programado, mientras que en los detonadores no eléctricos se obtiene de la comparación entre el tiempo especificado del fabricante (retardo nominal) contra el tiempo de salida real. El resultado obtenido en pruebas (Branden y Silva, 2009) en caso de los detonadores no eléctricos (dos fabricantes A y B) se muestra en la siguiente tabla:

Non-electric Detonator Results						
	Non-electric Detonators A			Non-electric Detonators B		
Nominal Delay (ms)	9	1000	1400	25	100	700
Number of detonators Tested	68	60	67	59	65	59
Delay Average (ms)	11.342	1125.501	1418.766	27.751	102.730	715.710
Standard Deviation	4.594	6.550	19.054	0.765	11.250	6.195
Maximum (ms)	15.756	1146.782	1462.381	29.304	123.193	730.575
Minimum (ms)	1.534	1114.704	1367.035	26.155	79.835	697.925
Percent Error	26.023%	12.550%	1.340%	11.005%	2.730%	2.244%

Tabla 3-1: Resultado en detonadores no eléctricos para períodos cortos y largos.

La siguiente gráfica que se presenta es obtenida cuando se usa la función de densidad de probabilidad de la distribución normal para expresar el resultado para retardos cortos (9,25 y 100 ms) y retardos largos (700, 1000 y 1400 ms).

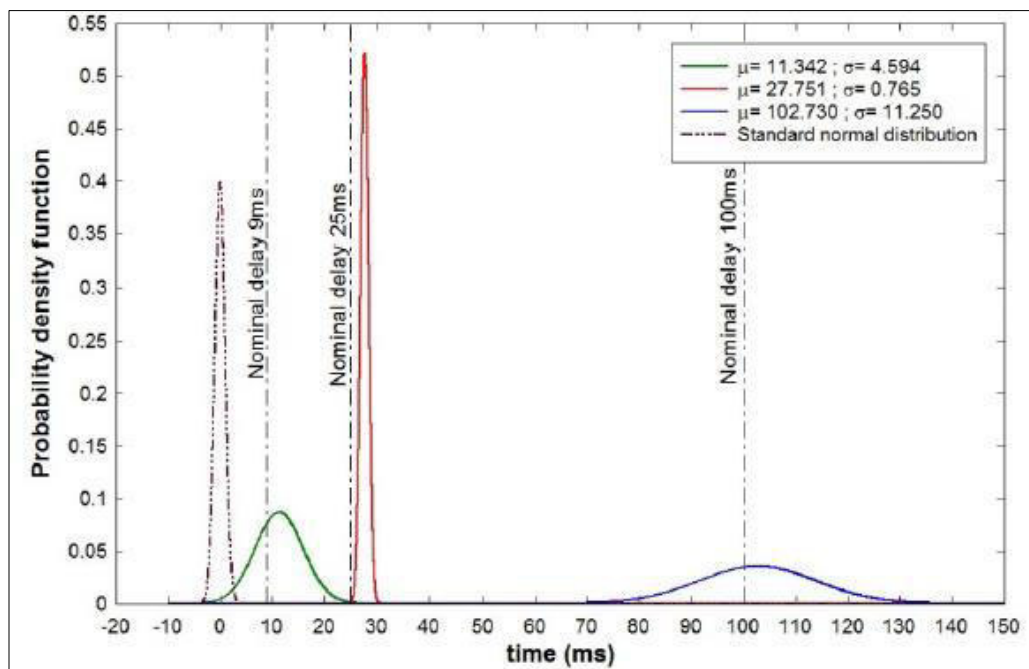


Figura 3-7: Función de densidad para retardos cortos (9,25,100 ms)

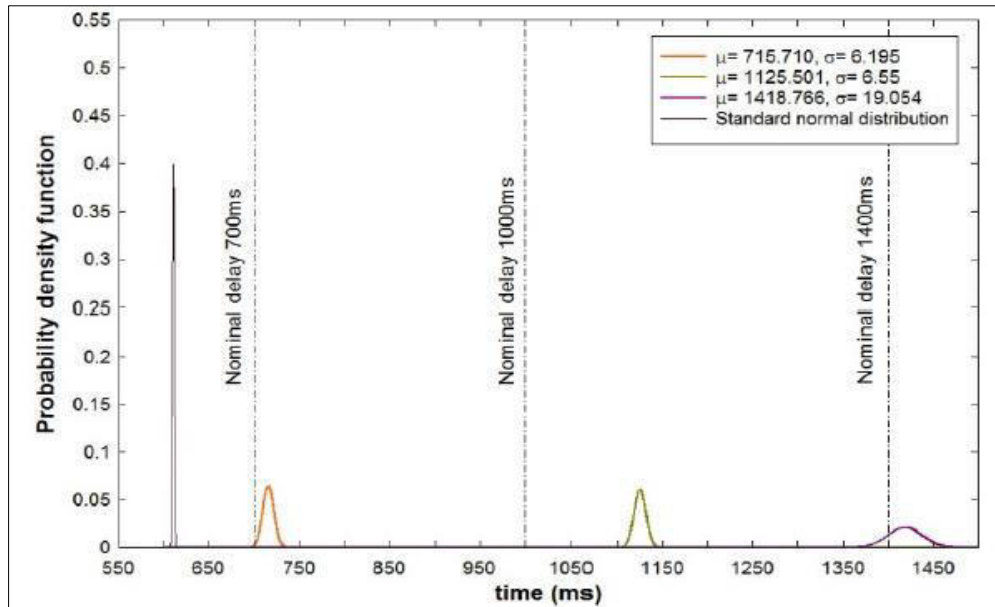


Figura 3-8: Función de densidad para retardos largos (700, 100, 1400 ms)

Como se observa ninguno de los resultados en detonadores no eléctricos tienen precisión; en todos los casos se presenta algún grado de dispersión. Para retardos de periodos cortos, el de menor precisión es el detonador no eléctrico de 9 ms (coeficiente de dispersión 40.5%); por otro lado, el retardo de 25 ms es el más preciso (coeficiente de dispersión 2.7%), sin embargo, el retardo no es exacto pues posee un porcentaje de error de 11%. En el caso de retardos de periodos largos, los retardos de 1000 ms fueron más precisos que los retardos de 1400 ms.

3.3.3.2. Detonadores electrónicos

En el caso de los detonadores electrónicos, el resultado se resume en la siguiente tabla:

Electronic Detonator Results						
	Electronic Detonators A			Electronic Detonators B		
Programmed Delay (ms)	10	1000	8000	10	1000	8000
Number of detonators Tested	53	43	50	51	52	47
Delay Average (ms)	9.950	1000.543	8003.375	9.987	999.804	7998.589
Standard Deviation	0.092	0.321	3.751	0.030	0.107	0.851
Maximum (ms)	10.201	1001.120	8015.625	10.052	999.954	7999.400
Minimum (ms)	9.816	999.960	7995.190	9.910	999.460	7995.800
Percent Error	-0.501%	0.054%	0.042%	-0.130%	-0.020%	-0.018%

Tabla 3-2: Resultado en detonadores electrónicos

Cuando el porcentaje de error y la desviación estándar son usadas para comparar resultados entre los dos sistemas (no eléctrico y electrónico), es claro que los detonadores electrónicos son más exactos y precisos que el sistema no eléctrico.

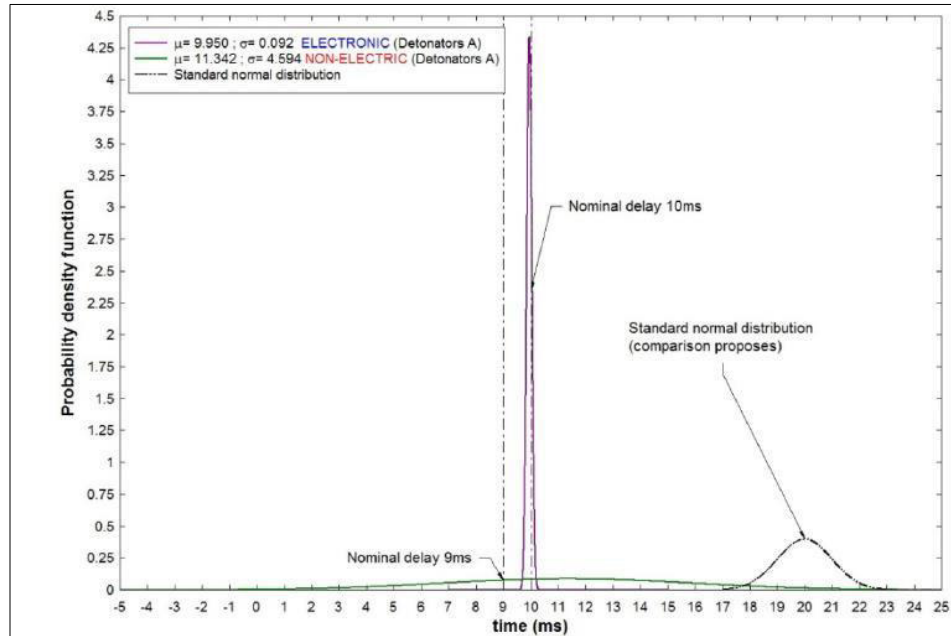


Figura 3-9: Comparación entre los dos sistemas para retardos cortos

En las figuras presentadas para el sistema de iniciación electrónica y no eléctrica, la precisión es dada por la forma de campana de la curva. Para el sistema electrónico, la forma es muy cerrada alrededor de los 10 ms (muy precisa), mientras la forma para el detonador no eléctrico es muy amplia (imprecisa).

3.3.4. Stemming

El stemming es el material colocado en la parte superior del taladro, cuya función es retardar la liberación de los gases logrando con ello un mejor aprovechamiento de la energía en la rotura de la roca.

Kershavarz (2005) desarrollo “un enfoque simple para determinar la velocidad de detonación de un alto explosivo en cualquier densidad de carga”, especifica que la velocidad y la presión de detonación son dos parámetros de rendimiento que pueden ser usados para determinar la eficiencia de diferentes explosivos. La eficiencia del stemming relaciona a estos parámetros. El stemming puede incrementar la velocidad de detonación (VOD) así como la presión de gas en el taladro. Outonye (1981) encontró que el stemming

puede ser usado para maximizar la eficiencia de un explosivo y minimiza las magnitudes de ondas elásticas que se propaga.

3.3.4.1. El efecto del confinamiento sobre la velocidad de detonación

Kerhavarz (2005) examina y analiza el efecto de parámetros específicos sobre la velocidad de detonación (VOD) de un explosivo.

De acuerdo a Kershavarz (2005), la velocidad de detonación de un explosivo depende de los siguientes parámetros principales:

- La composición del explosivo y su balance de oxígeno.
- El contenido energético de un explosivo.
- La densidad de carga del taladro.

Sin embargo, el confinamiento no fue considerado como uno de los parámetros principales que puede afectar la velocidad de detonación de un explosivo.

Contrariamente, Esen (2003) evalúa la importancia del confinamiento sobre la velocidad de detonación de un explosivo. Esen (2003) encontró que “el confinamiento es claramente esencial en la aplicación de los explosivos en minería” y que la naturaleza de dicho confinamiento afecta el proceso de detonación.

El efecto del confinamiento es retrasar el descenso de la presión y temperatura tras del frente de detonación. El propósito de esto es incrementar los ratios de reacción. El aumento en el confinamiento tiene por lo tanto el mismo efecto que un incremento en el diámetro de carga.

A medida que se incrementa el confinamiento la expansión lateral cercana a la zona primaria disminuye. Esto genera que la presión y temperatura sea mantenida en niveles altos, y por lo tanto se incrementa el alcance de la zona de reacción primaria (Esen 2003). Esto explica porque los explosivos comerciales pueden detonar con una velocidad de detonación significativamente mayor en confinamiento que en aire (Louw et al, 1993).

Esen (2003) analiza diferentes explosivos comerciales en confinamiento que van en un rango de resistencia compresiva uniaxial de 15.3 Mpa a 108 Mpa y un rango en el módulo de Young dinámico de 9.1 GPa a 91.7 GPa. Los taladros para este experimento varían entre 32mm y 241 mm.

Basado sobre el análisis mencionado Esen desarrolla el siguiente modelo empírico:

$$D_{\text{confined}} = D_{\text{unconfined}} + a \times \left[\frac{D_{\text{CJ}} - D_{\text{unconfined}}}{D_{\text{CJ}}} \times \frac{K}{1 + b \times K} \right]$$

Dónde:

D_{confined} : Velocidad de detonación confinada en m/s.

$D_{\text{unconfined}}$: Velocidad de detonación no confinada en m/s.

D_{CJ} : Velocidad del plano de Chapmant-Jouguet.

$K = \frac{E_d}{1 + \nu_d}$: Factor de rigidez de la roca (GPa).

E_d : Módulo de Young's

ν_d : Coeficiente de Poisson

a y b son constantes iguales a 112.819 y 0.132 respectivamente.

En este modo empírico, la roca es el único medio de confinamiento y el stemming no ha sido considerado. Esen (2003) sugiere que este modelo puede ser adaptado para incluir el stemming como parte del confinamiento pero el detalle técnico del mismo no fue incluido en su estudio.

Un análisis de regresión no lineal ha mostrado que el efecto del confinamiento está en función del explosivo y las propiedades de roca (Esen, 2003). Esen (2003) concluye que para un explosivo dado y un diámetro de carga, a medida que se incrementa el confinamiento, incrementa la velocidad de detonación. Además se sugirió que si al modelo de detonación se puede acoplar con parámetros de confinamiento proporcionaría una mejor plataforma para la selección de explosivos y diseño de voladuras.

3.3.4.2. El efecto del confinamiento sobre la presión de gas

Se han desarrollado teorías sobre la fragmentación de la roca, el papel que la presión de gas juega en proporcionar la energía necesaria para la rotura de la roca (Cook, 1996). La detonación de un explosivo genera dos tipos de presiones. En primer lugar, el frente de la

onda de choque produce una presión de detonación. Segundo, la presión de gas se produce por la rápida expansión de gases causados por una reacción química en el taladro. La fragmentación de la roca es principalmente causada por la presión de gas (Ash, 1973; Taylor, 1952; Cook, 1996).

Otuonye (1981) subraya la importancia del confinamiento sobre la presión de gas y sobre la roca. La presión de gas ejerce una distribución uniforme de la fuerza en todas las direcciones y por lo tanto, además aplicará la misma presión sobre el stemming de un taladro así como en las paredes del taladro. Outonye (1981) encontró que la presión de gas en el taladro disminuye rápidamente de su valor pico debido a la disminución de calor. El incremento de volumen se observó, principalmente de la compactación del material stemming y el agrietamiento y fracturamiento de la roca. El único componente controlable que influencia este decrecimiento rápido de presión de gas es la compactación o eyección del material stemming (Outonye, 1981).

El efecto del confinamiento del stemming (retención de la energía del gas) sobre la fragmentación y movimiento en la voladura fue investigado por Armstrong (1993) a través de una serie de pruebas de escala en laboratorio. En estas pruebas bloques de concreto de diferentes resistencias fueron usados como material modelo en el estudio. Armstrong separo exitosamente la energía de gas y la de choque contenido en el explosivo usando una manga de acero y examino cualitativamente el patrón de grietas generado. Concluye que la energía de gas fue el “el motor principal” de la fragmentación del material en la aplicación de la voladura.

Las pruebas de laboratorio indican un aumento en el tamaño de los fragmentos y una disminución en el desplazamiento del material volado cuando el ratio de liberación de energía de gas, durante la voladura, aumenta.

3.3.4.3. El efecto del stemming sobre la onda de esfuerzo

Cowan (1996) comparó las características de las ondas en las voladuras de prueba y con aquella información determinó el tipo de stemming que reduciría la amplitud de la onda y por lo tanto la reducción en el daño de los taludes. Cowan (1996) realizó un análisis experimental de la onda de energía producida para voladuras con stemming y sin stemming.

En este estudio se usó un sistema de técnica de análisis llamado la Data Dependent Sys-

tems (DDS) para determinar la frecuencia característica para una sola onda. El valor medio al cuadrado de las velocidades distintivas, es dado por la siguiente ecuación.

$$\bar{v^2} = \left(\frac{1}{T} \right) \int_0^T \{v(A)\}^2 dt$$

Donde:

$\bar{v^2}$: Velocidad media al cuadrado

$v(A)$: Velocidad distintiva

T : Tiempo final

La velocidad media al cuadrado es un indicador de la energía cinética de las partículas. La energía de las partículas, de acuerdo a Cowan (1986) es un indicador de la energía que pierde la onda fuera del taladro. El resultado de un estudio conducido por Cowan (1986) indica que los taladros sin stemming producen grandes amplitudes y altas frecuencias que las que contenían stemming de piedra caliza. Esto implica que las grandes amplitudes y altas frecuencias pueden causar daño a los taludes. Las altas frecuencias indican que más energía de la onda fue irradiada hacia el exterior del taladro y por lo tanto menos energía dentro del taladro para romper la roca.

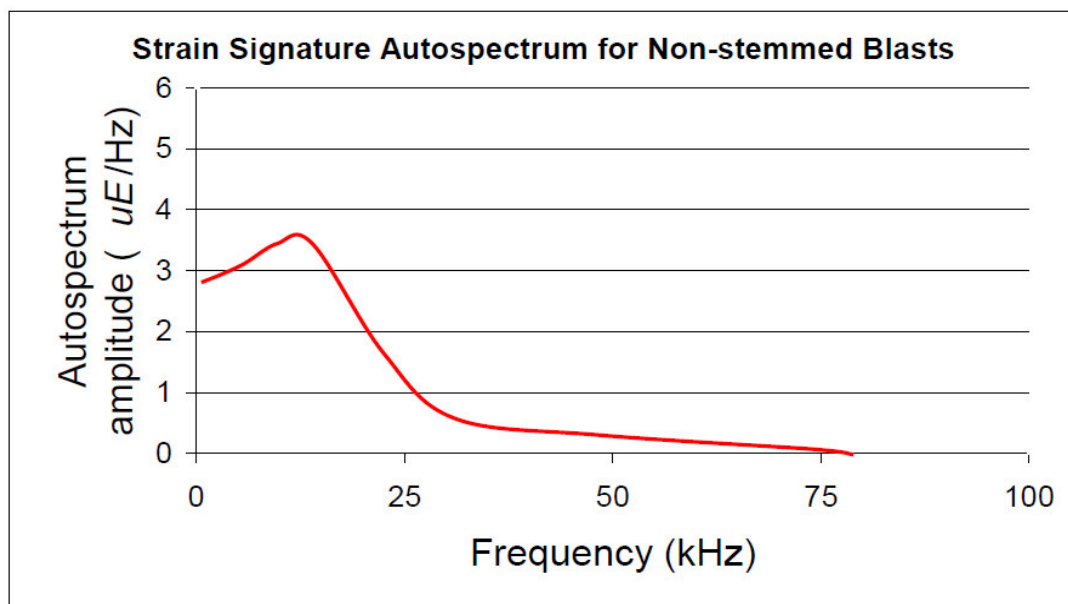


Figura 3-10: Gráfica frecuencia vs amplitud, para taladros sin stemming

Cowan concluye que los taladros con stemming con fragmentos pequeños de caliza y con gruesas de basalto producen ondas de menor energía para los tipos de stemming estudiados. Y de allí concluyo que los taladros con stemming generan menos energía que las que no poseen stemming.

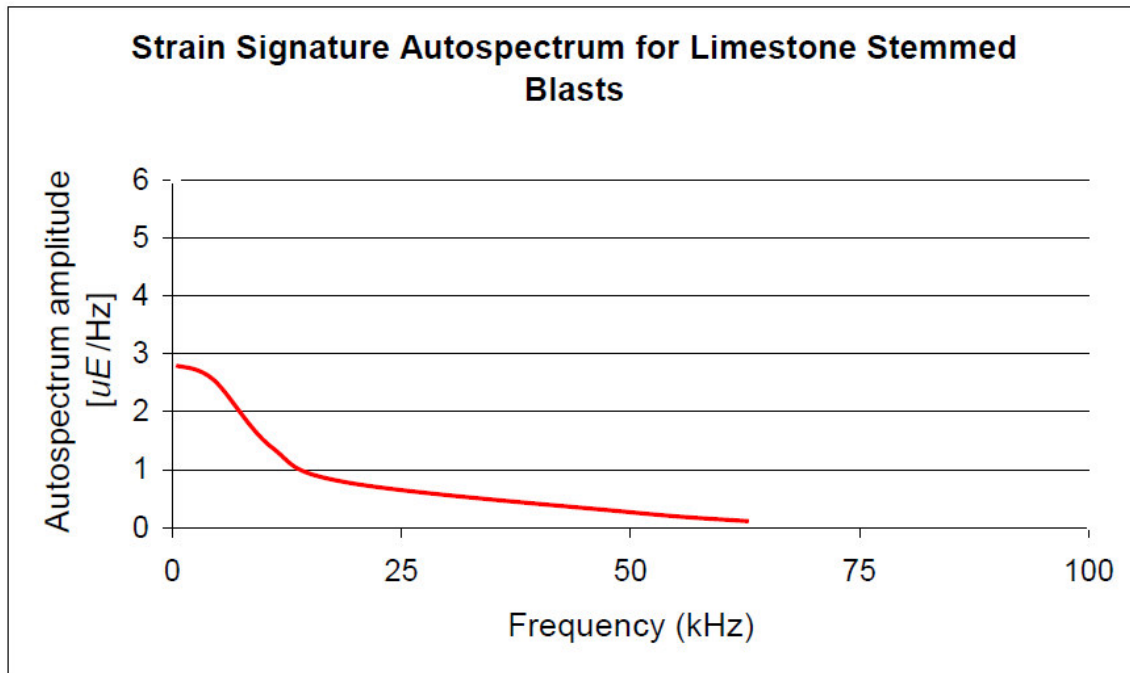


Figura 3-11: Gráfica frecuencia vs amplitud, para taladros con stemming de caliza

3.3.4.4. Tipo y tamaño de material de stemming

La literatura muestra que el material de stemming varía en tamaño y tipo de material. Se ha encontrado que las propiedades del material de stemming tiene un efecto sobre su capacidad de confinar. Estas propiedades incluyen el tamaño, angulosidad, cohesión y las características de compactación del material stemming.

Otounye (1981), realiza una prueba cuyos materiales de stemming variaron entre, arena, caliza/ basalto triturado y retenedores. El más importante parámetro que ha usado para determinar la eficiencia de un material stemming ha sido la resistencia al corte que se forma con las paredes del taladro. Otounye (1981) encontró que cuando se usa roca triturada como material de stemming, resultó en una mejora de la fragmentación que cuando se usa detritus de perforación. Numerosas pruebas se realizaron donde se encontró que la adición de un cemento al stemming incrementa la resistencia de su ligadura.

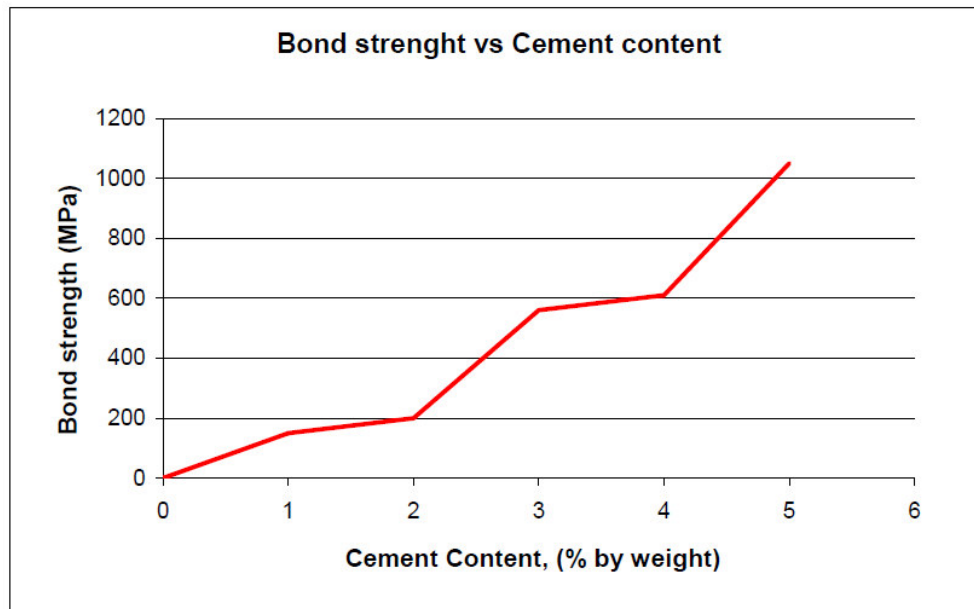


Figura 3-12: La influencia del contenido cementante en el incremento de la resistencia de ligadura

Generalmente el material grueso ideal para el stemming se considera a un tamaño promedio entre 5 -7 cm. Material más fino tienen una resistencia al corte baja y es fácilmente eyectado durante su uso. Aunque el material grueso es el más eficiente como material para el stemming, una amplia distribución de tamaños de fragmentos es deseable para mejorar el efecto de entrelazado y reducir el ratio de vacíos. En general la apropiada selección del tipo de material de stemming con la distribución de tamaños y la forma de partículas correcta optimizará la fragmentación de la roca, reducirá la proyección de roca y la vibración.

3.3.4.5. Longitud del stemming

La longitud de stemming en cualquier taladro dado es afectada por varios parámetros. El confinamiento de la carga asegura que la energía generada por el explosivo sea usado en la fragmentación de la roca. Un stemming corto resulta en la pérdida del confinamiento y por lo tanto excesivo golpe de aire, rocas en vuelo y en forma contraria un stemming excesivo resulta en la formación de rocas grandes, fragmentación pobre y un significativo nivel de sobretura (Otounye, 1981). Diferentes métodos han sido utilizados en la estimación de la longitud del stemming, pero ninguno parece proporcionar un análisis científico en estas estimaciones. La longitud del stemming ha sido relacionada con el diámetro del taladro, sin considerar otros factores que pueden afectar en la eficiencia del material de stemming. La regla de mano que se usó en la estimación de la altura del

stemming son por ejemplo, altura del stemming es igual a 1 o 1.2 veces el burden y en otros casos se ha dicho que es la tercer parte de la longitud del taladro. No está claro un método que se use para la estimación de la longitud del stemming.

- **Modelo para cálculo de la longitud del stemming**

En el boletín AEL, (1987) se propone un fórmula para la estimación de la longitud del stemming. La fórmula dada es:

$$T = Z \times \frac{12}{A} \times (W \times \frac{E}{100})^{1/3}$$

Dónde:

T : Longitud del stemming (m).

Z : Factor de proyección de roca.

A : Factor de roca

W : Masa del explosivo (Kg)

E : Potencia relativa en peso del explosivo

Blasting category (UCS)	Typical rock type	Rock factor (A)
Hard (+200MPa)	Andesite, dolerite, granite, ironstone, silcrete	12-14
Medium (100-200MPa)	Dolomite, hornfels, quartzite, serpentine, schist	10-11
Soft (50-100MPa)	Sandstone, calcrete, limestone, shale	8-9
Very soft (<50MPa)	Coal	6

Tabla 3-3: Estimación del factor de roca

La determinación de la longitud optima de stemming requiere de varios parámetros a ser llevados en consideración y la elección de la longitud tiene una influencia sobre los resultados de la voladura, particularmente se relaciona con la fragmentación y proyección de roca.

- **Parámetros que influyen en la determinación de la longitud del stemming**

Los parametros que se considera para determinación de la longitud del stemming incluyen lo siguiente:

a) Resistencia de la roca

La longitud optima del stemming es dependiente de la propiedades de la roca. La resistencia de una roca dada determinará cuanto stemming se requiere en términos de longitud. Como una generalización rocas duras requieren una longitud más corta de stemming que las rocas suaves, a fin de evitar un área de bloques en el área superior del taladro. La figura muestra la relación entre la longitud de stemming para el tipo de roca, donde, A, representa el factor de roca.

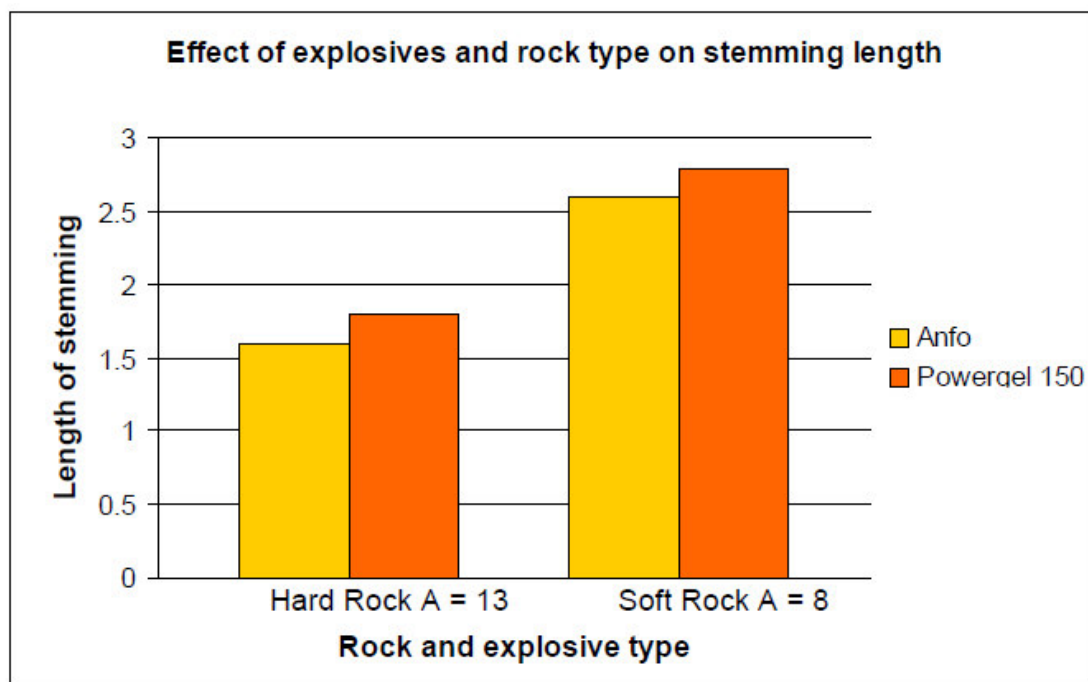


Figura 3-13: Efecto del explosivo y tipo de roca sobre la longitud del stemming

b) Velocidad de detonación (VOD)

La VOD tiene una influencia sobre la longitud óptima del stemming. Los explosivos con baja velocidad de detonación necesitaran una longitud mayor de stemming que los explosivos con una VOD más alta. Ha sido establecido que cantidades mayores de stemming es deseable para incrementar el confinamiento de los explosivos de quemado lento.

c) Resistencia y densidad del explosivo

Cuando la densidad del explosivo se incrementa, también lo hara la longitud del stemming. La longitud del stemming varía de acuerdo al tipo de explosivo y el tipo de roca usada.

3.4. Medición y análisis de la fragmetación

3.4.1. Medición de la fragmentación mediante imágenes

El software que usa imágenes digitales fue desarrollado en 1990 y en hoy en día es aceptado mundialmente como una herramienta en la minería e industria de procesamiento de minerales; el Fragscam (Schleifer & Tessier, 2000), Split (Split Engineering, 2001), PowerSieve y Wipfrag (Maeerz & Palangio, 1999) son los más significativos. Su principal ventaja es que pueden ser usado sobre una base continua si afectar el ciclo de producción, el cual lo lleva a ser una herramienta práctica para la evaluación de la fragmentación de la minas, a pesar de sus inherentes limitaciones. Algunos errores del sistema de análisis por imágenes digitales pueden ser superados, en cierta medida, mediante un ajuste en el lugar de la toma de muestra de la información como sugiere Latham (2003) para aplicaciones industriales.

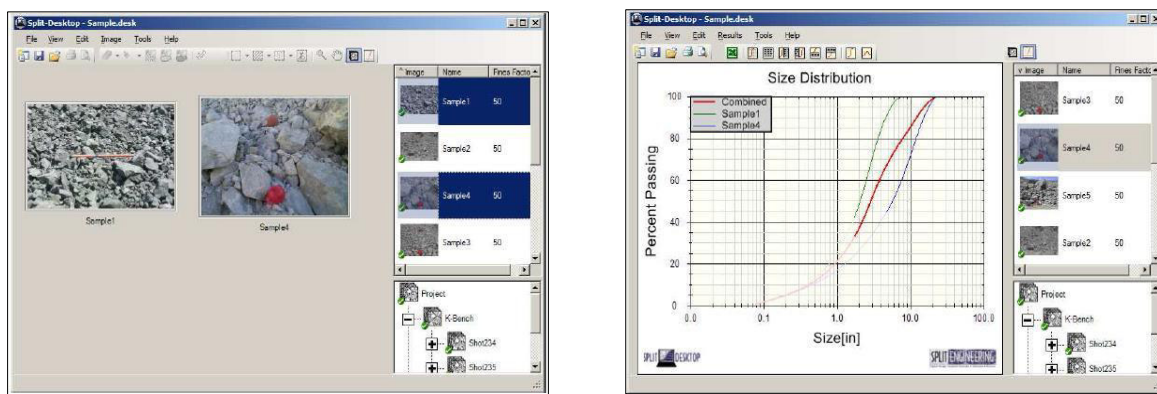


Figura 3-14: Ventana de trabajo y reporte del software Split Desktop

3.4.2. Descripción del sistema de medición

La medición de la fragmentación puede ser hecha en una variedad de localizaciones depende del interés del control de fragmentación. Si el propósito es el control de la voladura, una opción adecuada es la medición sobre la parte superior de los camiones, pero esto no es del todo correcto desde que los finos son segregados durante el viaje del tajo a la planta. La medición directa sobre las pilas de material sería una buena opción, sin embargo tiene una desventaja la cual es que sería dificultoso sistematizarla.

3.4.3. Calibración para el uso adecuado del Software Split Desktop

Split Desktop es una herramienta de análisis de imagen digital para medir la distribución del tamaño de la roca fragmentada. Usando una o varias imágenes digitales como entrada, se logra obtener en un reporte la distribución de tamaños. Se debe tener en cuenta que para el óptimo rendimiento del software las siguientes consideraciones:

3.4.3.1. Capturar muestras representativas

Se debe asegurar que las imágenes para el análisis muestren el rango de tamaños global. Incluir rangos de finos que son realmente visibles y no solamente las rocas más grandes o los resultados del análisis pueden estar sesgados hacia el extremo grueso. En lo referente a la escala de imágenes se aconseja que para gran escala, la longitud horizontal de la imagen debe ser de unos 7m; para una escala media longitud horizontal de 3m; y para una escala pequeña una longitud horizontal de 0.5m.

3.4.3.2. Delineación de partículas

Es un paso parcialmente automatizado, las partículas de roca en las imágenes son delineadas para crear sus límites bidimensionales. Este paso es llamado parcialmente automatizado porque los algoritmos para encontrar los bordes de las partículas aún no han avanzado hasta el punto en que la edición humana de los límites no sea necesaria, o al menos sugerido, para proporcionar datos confiables.

3.4.3.3. Estimación de finos

Las partículas más pequeñas que un cierto tamaño ya no pueden ser delineadas de manera confiable en una imagen. Para la delineación automática, este tamaño es de aproximadamente 16 pixeles cuadrados. Las partículas por debajo de este tamaño se

agrupan juntas como finos. La medición de la fracción de finos en una imagen puede ser un problema insoluble aunque se usa un valor de finos definido por el usuario.

3.4.3.4. Tercera dimensión

La delineación de partículas de dos dimensiones es transformada en tamaños de tamiz de tres dimensiones con algoritmos. Con ello es sencillo calcular histograma de frecuencias de la medida de tamaños de tamices de todas las partículas.

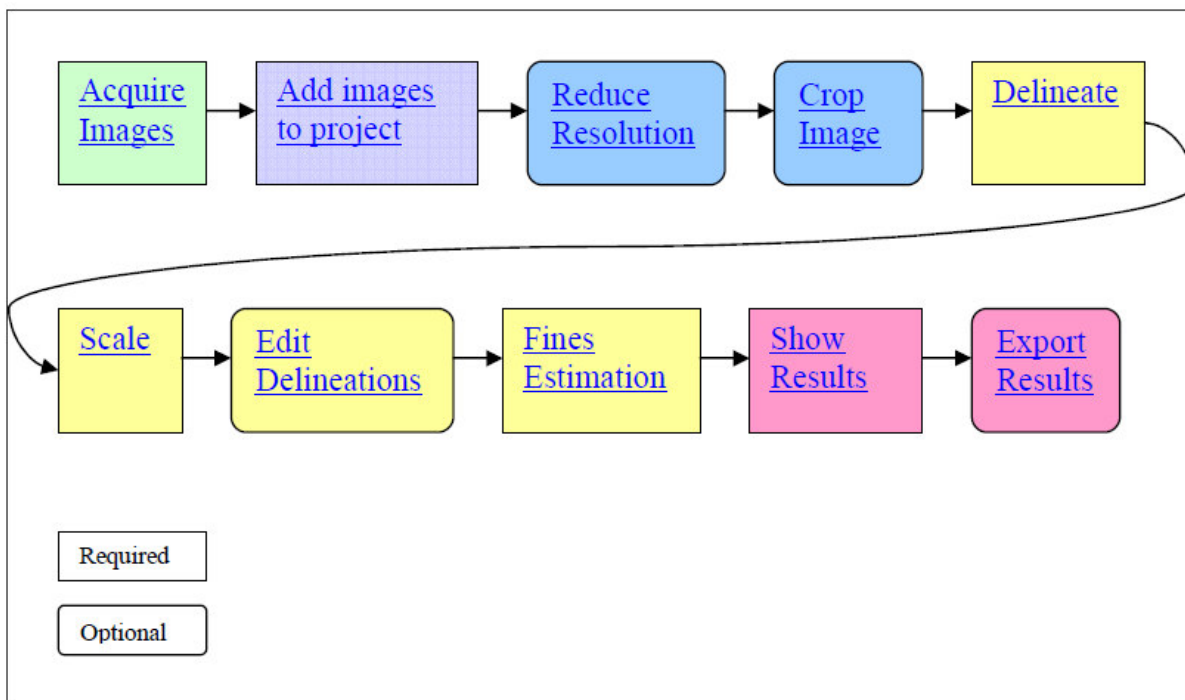


Figura 3-15: Ruta del proceso de imágenes con Split Desktop

CAPÍTULO IV

GEOLOGÍA

4.1. Geología Regional

El depósito de la Zanja está ubicado dentro de la faja volcánica Cretácica-Terciaria de los Andes del norte del Perú. En las proximidades del depósito las principales rocas son andesitas, secuencias fragmentales piroclásticas y brechas; las edades geológicas de estas rocas varían desde el Eoceno Superior al Mioceno Superior. La alteración hidrotermal aparece relacionada a yacimientos de oro diseminados del tipo epitermal de alta sulfuración. Entre los principales tipos de alteración tenemos silicificación masiva y porosa, cuarzo–alunita (argílica avanzada) y argílica.

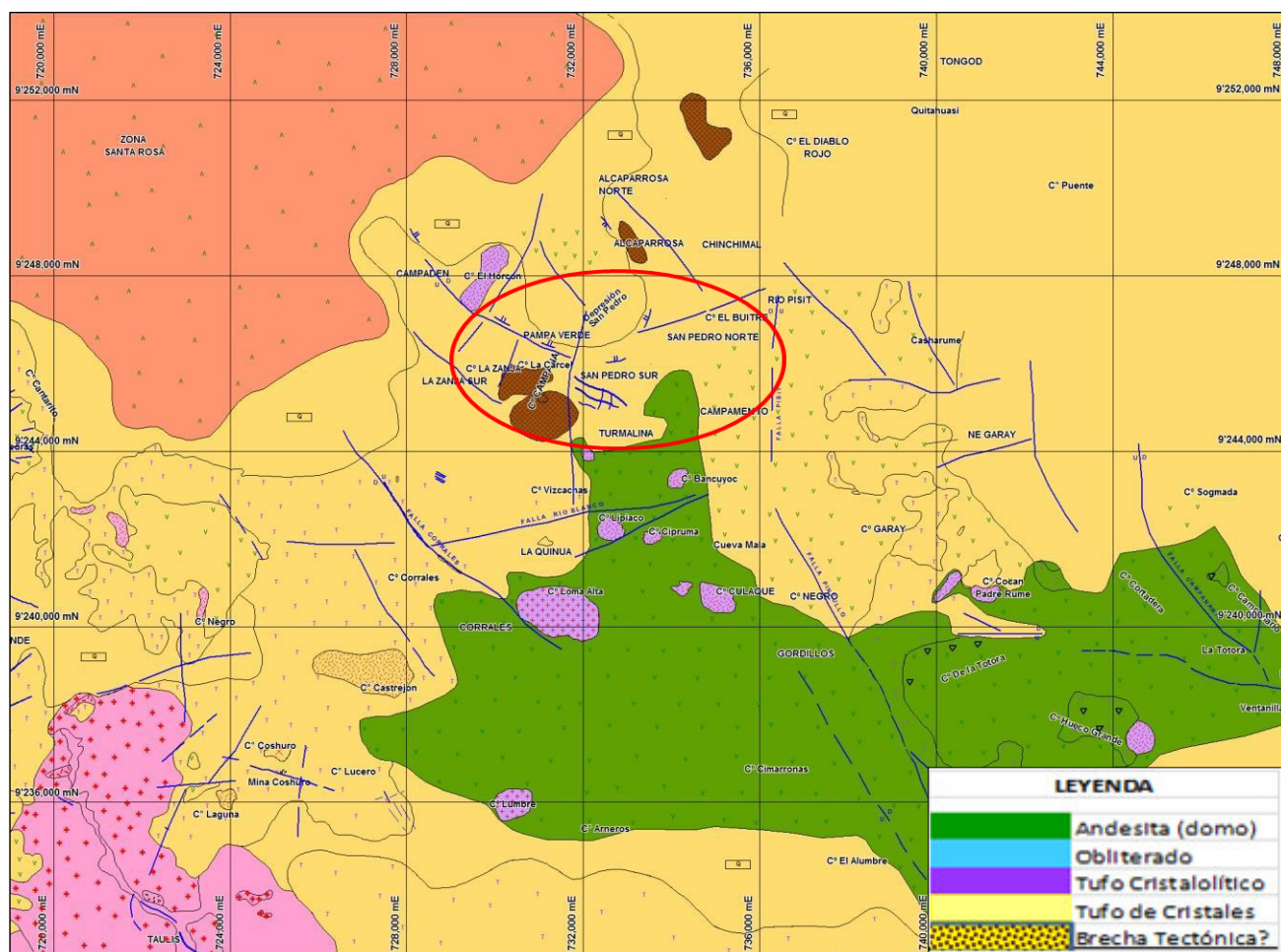


Figura 4-1: Vista en planta de la Geología Regional

4.2. Geología Local

4.2.1. Sector Norte

La geología actual del tajo está constituida en gran parte por roca piroclástica: tufo cristalolítico con facies ignimbrítica que entra en contacto hacia el Nor-Oeste con tufo de cristales, asociado a las alteraciones: cuarzo alunita y argílica, hacia la cresta norte. Estas rocas se van extendiendo hacia el éste y sur del tajo conforme se va profundizando, así mismo están cortadas por una brecha tectónica (matriz argilizada, Polimíctica, matriz soportante) que atraviesa el tajo (sector Norte), con dirección EW. En el sector norte también se puede evidenciar la presencia de brechas hidrotermales con fuerte carga de óxidos (jarosita, hematita), las que actualmente están aportando leyes altas, con las que se está realizando el blending del minado.

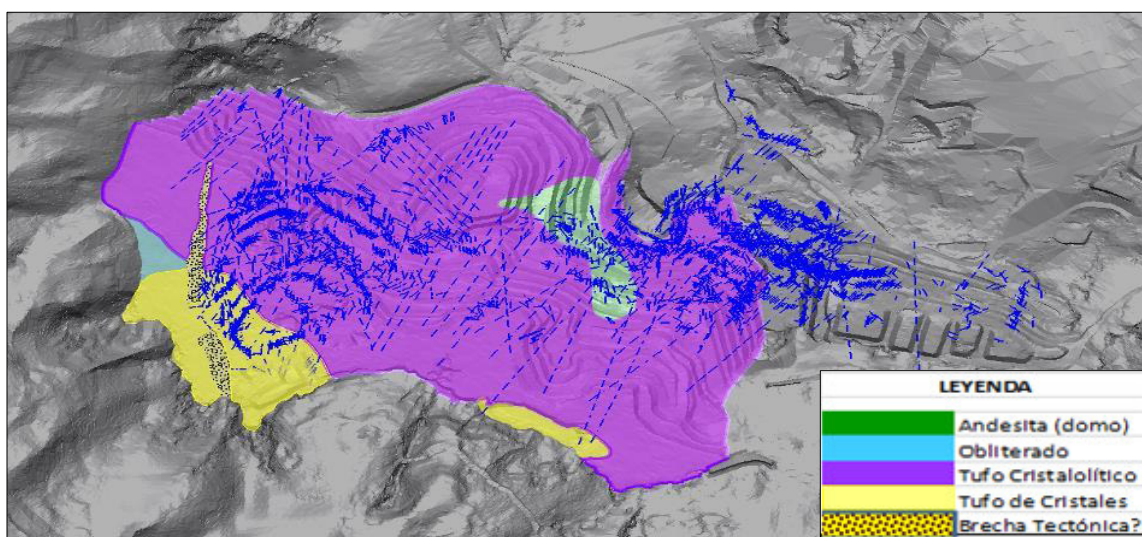


Figura 4-2: Vista NS del Tajo San Pedro Sur



Figura 4-3: Brecha Polimíctica, Clastos Subredondeados, zona norte Tajo San Pedro Sur



Figura 4-4: Brecha Hidrotermal, clasto-soportante, con fuerte carga de óxidos (goethita, hematita y jarosita), Zona Norte Tajo San Pedro Sur

4.2.2. Sector Sur

En éste Sector podemos evidenciar actualmente que en la parte sur del Banco 3390 presenta tufo de cristales (roca está asociada a las alteraciones de sílice moderada y cuarzo alunita con presencia de sulfuros: pirita y enargita) que entra en contacto con el tufo cristalolítico, con líticos de mm hacia algunos cm y en ciertos sectores con textura eutaxítica (extremo Sur Este). Asimismo se puede identificar brechas hidrotermales que van cortando a los tufos de cristales y tufos líticos.



Figura 4-5: Tufo cristalolítico, textura ignimbrítica mostrando dirección de flujo, alteración argílica avanzada, con 2% de pirita.



Figura 4-6: Tufo de cristales, alteración hidrotermal, sílice moderada con trazas de pirita.



Figura 4-7: Brecha monomítica matriz soportante con clastos silicificados

4.3. Estratigrafía

Las principales unidades estratigráficas que afloran en el área de Minera La Zanja son:

4.3.1. Formación Llama

Esta secuencia volcánica terciaria yace de manera discordante sobre las rocas cretácicas, y consta de una secuencia potente de andesitas ígneas interestratificadas con tobas riolíticas a dacíticas. Las tobas conforman la roca huésped para los depósitos en San Pedro Sur y Pampa Verde, y afloran a lo largo de una gran área hacia el suroeste del depósito. La unidad andesítica llena la caldera hacia el norte y cubre grandes áreas hacia el este de los depósitos

4.3.2. Formación Porculla

Esta secuencia volcánica terciaria consta de una secuencia de tobas dacíticas a riolíticas y lavas, con delgadas inter estratificaciones de andesitas. Esta secuencia yace sobre la Formación Llama hacia el Sur y el este del depósito de San Pedro Sur, formando una meseta que conformarán la base de las instalaciones propuestas.

4.3.3. Domo Riolítico

Esta riolita porfírica aflora en el Cerro Alpacarrosa, aproximadamente unos 4 km al noreste de San Pedro Sur, y se cree que es uno de los numerosos depósitos de intrusiones de roca ígnea subvolcánica en el área. Se la reconoce por las texturas de flujo y las brechas a lo largo de sus contactos.

4.3.4. Volcánico Huambos

Esta unidad volcánica terciaria yace de manera discordante sobre las rocas volcánicas anteriores y los sedimentos cretácicos. Consta de tobas y brechas dacíticas y riolíticas. La unidad aflora a lo largo de una gran área hacia el noreste del depósito.

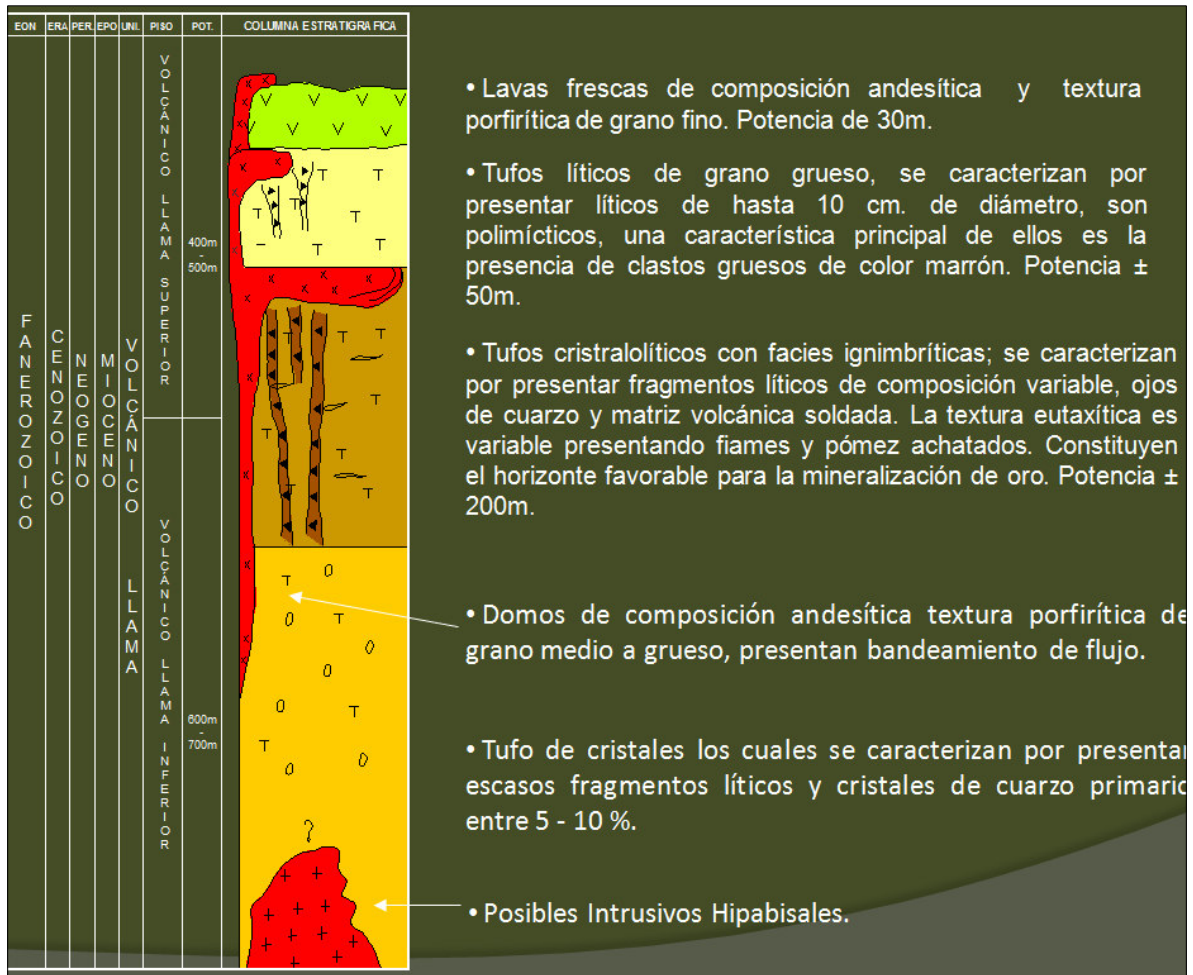


Figura 4-8: Columna Estratigráfica

4.4. Geología Estructural

La población de las fallas muestra un dominio estructural cuyas tendencias son N65-80E, N60-75°W, EW y NS; ello es evidencia que las estructuras constituyen uno de los controles principales en la formación de este yacimiento.

4.5. Geología Económica

4.5.1. Mineralización

La Mineralización que muestran estos bancos está conformada en un 60% de óxidos fuertes a moderados, 10% de zonas mixtas de transición, y 30 % de Sulfuros moderados a fuertes.

El Sector Norte, es el Banco en el cual tenemos aún mayor concentración de óxidos y es

el que nos está proporcionando el mayor tonelaje de producción para el cumplimiento del plan; sin embargo es importante mencionar que conforme hemos ido profundizando se han encontrado dos principales cuerpos de material argílico asociados a una mineralización de sulfuros.

En cuanto al Sector Sur, tenemos que actualmente hay una fuerte restricción de óxidos, puesto que gran porcentaje de la mineralización está conformada por sulfuros que ha ido en incremento a profundidad, siendo importante mencionar que algunas zonas van a ser esterilizadas.

4.5.2. Alteración

En el tajo San Pedro Sur en general, aún sigue predominando la alteración sílice moderada; sin embargo conforme vamos profundizando en el Sector Norte, vemos que van en incremento las alteraciones cuarzo alunita y la argílica (extremo Nor-Este, alteración argílica avanzada, asociada a un material de coluvio). La alteración argílica se presenta a modo de dos islas, con arcillas, material con una tonalidad grisácea, típico material de desmonte, además presenta leyes que están muy por debajo del cutt off.

Mientras que en el sector sur, predomina la alteración sílice moderada intercalada con algunos tramos de argílica avanzada; y hacia el extremo sur este, sílice fuerte; todas ellas asociadas en su mayoría a una mineralización de sulfuros (pirita y enargita), que se ha incrementado a profundidad, restringiendo fuertemente al óxido, el cual en algunos casos es muy difícil de minar por razones de costo.

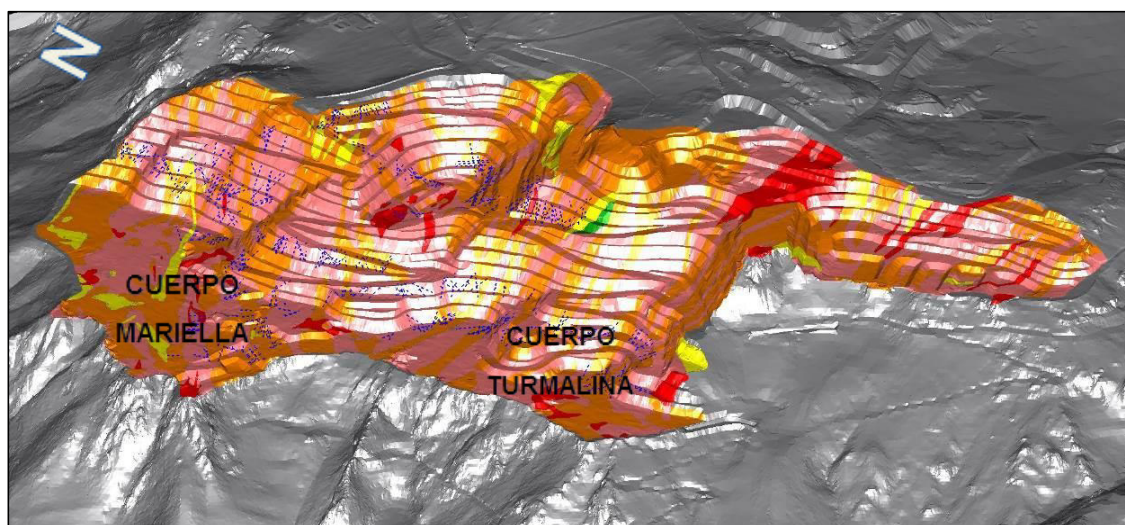


Figura 4-9: Vista de cuerpos principales en el Tajo San Pedro Sur



Figura 4-10: Bx. Polímicítica, matriz soportante, matriz argilizada



Figura 4-11: Tufo cristalolítico, alteración Argílico avanzada Ox.Fe.

CAPÍTULO V

GEOTÉCNIA

5.1. Unidades Geotécnicas

El material que se extrae de las labores propias del Tajo San Pedro Sur corresponden a 2 unidades geotécnicas: depósito coluvial (unidad geotécnica I) y basamento rocoso (unidad geotécnica II).

5.1.1. Depósito coluvial (unidad geotécnica I)

Unidad geotécnica conformada por acumulaciones de material fragmentado al pie de las laderas o taludes naturales alrededor del tajo, cuya formación es producida por acción de la gravedad, compuestas por gravas arcillo limosas y arenas limo arcillosas con gravas, de plasticidad baja a media, con compacidad medianamente densa a muy densa, en condición húmeda a muy húmeda y con presencia de bolonería y bloques aislados.

5.1.2. Basamento rocoso (unidad geotécnica II)

Esta unidad geotécnica por ser la más importante, predominante y de gran interés para este estudio se clasifica en cuatro sub-unidades teniendo en cuenta el grado de alteración.

5.1.2.1. Brecha hidrotermal

Conformada por roca triturada con una matriz mineralizada y cementada que sigue la dirección de la falla que predomina en la zona del Tajo norte.

5.1.2.2. Tufo volcánico Silicificado

Mineralización primaria asociada a varias generaciones de sílice: estructuras tectohidrotermales, canales de sílice masiva, a veces acompañada de algo de porosidad y vetillas de sílice gris cortando a las anteriores.

5.1.2.3. Tufo volcánico argilizado

La alteración argílica está asociada a flujos de domo. En la parte sur resalta una capa subaflorante, moderadamente erosionada; asimismo, existen crestones restringidos con presencia de goethita, hematita, limonita y jarosita, con orientación principal Noroeste-Sureste, las cuales sirven de alimentadores a la “capa” o manto erosionado. La alteración

argílica presenta el ensamble característico: cuarzo-illita-esmectita.

5.1.2.4. Tufo volcánico argílico avanzado

La alteración argílica avanzada se encuentra ampliamente distribuida en todo el área, se caracteriza por los ensambles cuarzo-alunita (caolinita) y cuarzo – dickita -alunita-caolinita.

5.2. Parámetros geotectónicos

5.2.1. Tufo volcánico silicificado

Esta roca es la que presenta mejores características geomecánicas en el tajo. Los parámetros característicos son resistencia a la compresión no confinada (UCS) de 240 Mpa, un GSI de 55, índice de roca intacta de 13, una disturbancia D de 1 debido a que se explota mediante explosivos. La densidad húmeda adoptada para esta roca fue de 24KN/m³.

5.2.2. Tufo volcánico argilizado

Esta roca presenta características geomecánicas intermedias y es la que más abunda en el tajo. Los parámetros característicos son resistencia a la compresión no confinada (UCS) de 90 Mpa, un GSI de 45, índice de roca intacta de 13, una disturbancia D de 1 debido a que se explota mediante explosivos. La densidad húmeda adoptada para esta roca fue de 22KN/m³.

5.2.3. Tufo volcánico argílico avanzado

Esta roca presenta pobres características geomecánicas pero es la que menos se presenta en el tajo. Los parámetros característicos son resistencia a la compresión no confinada (UCS) de 15 Mpa, un GSI de 20, índice de roca intacta de 13, una disturbancia D de 1 debido a que se explota mediante explosivos. La densidad húmeda adoptada para esta roca fue de 19KN/m³.

Material	Y Total (kN/m3)	Y Sat (kN/m3)	GSI	UCS (Mpa)	mi	mb*	s*	a*
Tufo volcánico silicificado	24	24	55	240	13	0.5224	0.0006	0.504
Tufo volcánico argilizado	22	23	45	90	13	0.2557	0.0001	0.5081
Tufo volcánico argílico avanzado	19	20	20	15	13	0.0429	0.0429	0.5437

Ytotal : Peso específico total del suelo

YSat : Peso específico saturado del suelo

GSI : Índice geológico de resistencia

UCS : Compresión no confinada

MI : Constante de roca

***** : Parámetros obtenidos con un factor de disturbancia D=1

Tabla 5-1: Resumen de propiedad de los material Tajo San Pedro Sur (Anddes)

5.3. Zonificación geotécnica del tajo San Pedro Sur

El Tajo San Pedro Sur se encuentra zonificado en 7 zonas geotécnicas, como se muestra en el anexo A. El presente trabajo se desarrolló principalmente tras el seguimiento de los disparos primarios en la zona 7, Zona Norte; la zona 6, zona intermedia y la zona 4 , zona sur del tajo San Pedro Sur.

5.3.1. Condiciones geotécnicas zona 4 del tajo San Pedro Sur (Zona Sur)

En la tabla 5-2 se presenta las características geotécnicas para la zona 4.

Condiciones geotécnicas Zona 4	
Geología	Principalmente roca silicificada y silicificada Condición: Grado de alteración ligera
Condición de estabilidad	Muy alta
Estructural	23 Sistemas estructurales
Condición de las juntas	Espaciamiento: 40-150 mm, Persistencia: 0.5 - 1.0 mm, Apertura: 2 a 7 mm Superficies rugosas, juntas rellenas por óxidos y arcillas moderadamente meteorizadas
RQD profundidad	Mayor al 50% y muy estable
Resistencia promedio	Muy dura (R5)
Condiciones de agua	Ligeramente húmeda
Calidad de la masa rocosa	Superficie: Buena, con RMR no mayor a 80 Profundidad: Buena, con RMR entre 60-80

Tabla 5-2: Resumen características geotécnicas para la zona 4

5.3.2. Condiciones geotécnicas zona 6 del tajo San Pedro Sur (Zona Intermedia)

En la tabla 5-3 se presenta las características geotécnicas para la zona 6.

Condiciones geotécnicas Zona 6	
Geología	Principalmente roca silicificada y argílico avanzado Condición: Grado de alteración moderada
Condición de estabilidad	Buena
Estructural	06 Sistemas estructurales
Condición de las juntas	Espaciamiento: 60-120 mm, Persistencia: 0.4 - 0.8 mm, Apertura: 3 a 10 mm Superficies rugosas, juntas rellenas por óxidos y arcillas levemente meteorizadas
RQD profundidad	Menor de 40% y estable
Resistencia promedio	Roca dura (R5)
Condiciones de agua	Ligeramente húmeda
Calidad de la masa rocosa	Superficie: Regular, Tipo B con RMR no mayor a 50 Profundidad: Regular, con RMR entre 40-50

Tabla 5-3: Resumen características geotécnicas para la zona 6

5.3.3. Condiciones geotécnicas zona 7 del tajo San Pedro Sur (Zona Norte)

En la tabla 5-4 se presenta las características geotécnicas para la zona 7.

Condiciones geotécnicas Zona 7	
Geología	Argílico avanzado, roca silicificada y en menor proporción argílico, la parte intermedia está formada por roca brechada Condición: Muy alteradas, erosionadas y agrietadas.
Condición de estabilidad	Crítico
Estructural	30 Sistemas estructurales
Condición de las juntas	Espaciamiento: 5-20 mm, Persistencia: 0.5 - 2.0 m, Apertura: 10 a 15 mm Superficies ligeramente rugosas, rellenos de arcillas, óxidos y otros sin relleno, intemperización alta, muy erosionada.
RQD profundidad	Menor de 20% y baja resistencia(R2)
Resistencia promedio	Roca baja (R2)
Condiciones de agua	Goteo
Calidad de la masa rocosa	Superficie: Mala B a muy mala, con RMR entre 10-25. Profundidad: Pobre, con RMR 25

Tabla 5-4: Resumen características geotécnicas para la zona 7

CAPÍTULO VI

OPERACIONES MINA

La zanja es una operación minera a Tajo abierto dedicada a la producción de oro a partir de un cuerpo mineralizado de óxidos.

La explotación minera se lleva a cabo con bancos de 6m de altura y de un ángulo de inclinación de 65°. Actualmente se viene explotando los niveles 3390, 3384,3378 del Tajo San Pedro Sur. El nivel de producción es de 22500 TM/día y 12000 TM/día de desmonte.

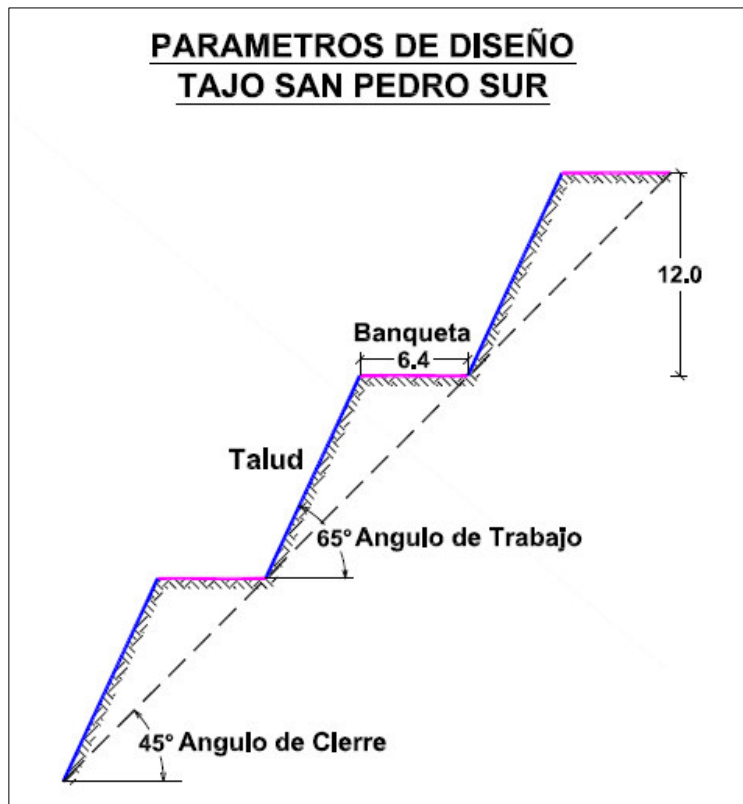


Figura 6-1: Parámetros de diseño del tajo San Pedro Sur

6.1. Actividades Unitarias

6.1.1. Perforación

La perforación es la primera actividad unitaria dentro del ciclo de minado y es bien remarcada su importancia. El mejor diseño de voladura, producto explosivo y sistema de iniciación no será efectivo hasta que no se logre alcanzar su diseño de perforación bastante preciso.

En Minera La Zanja, se cuentan con 3 perforadoras: 2 de producción y 1 destinada a la perforación de precorte. Los modelos y diámetros de perforación se muestran en el siguiente cuadro:

Equipos	Código	Modelo	Taladros	Diámetros	Rendimiento mp/Hm
PERFORADORA	PE-006	Bucyrus SKF	Producción	6 3/4"	33
	PE-005	Atlas Copco DM45	Producción	6 3/4"	38
	PE-008	Sandvik DX700	Precorte	4"	27.4

Tabla 6-1: Perforadoras usadas en las operaciones, Minera la Zanja 2013

6.1.1.1. Tipos de taladros realizados en los proyecto de perforación

En los planes de perforación semanal de proyectos primarios realizados en Minera la zanja se perforan 3 tipos de taladros claramente diferenciados con un diseño particular orientado al resultado que se desea obtener. Los tipos de taladros en los proyectos son: Producción, Buffer y Precorte.

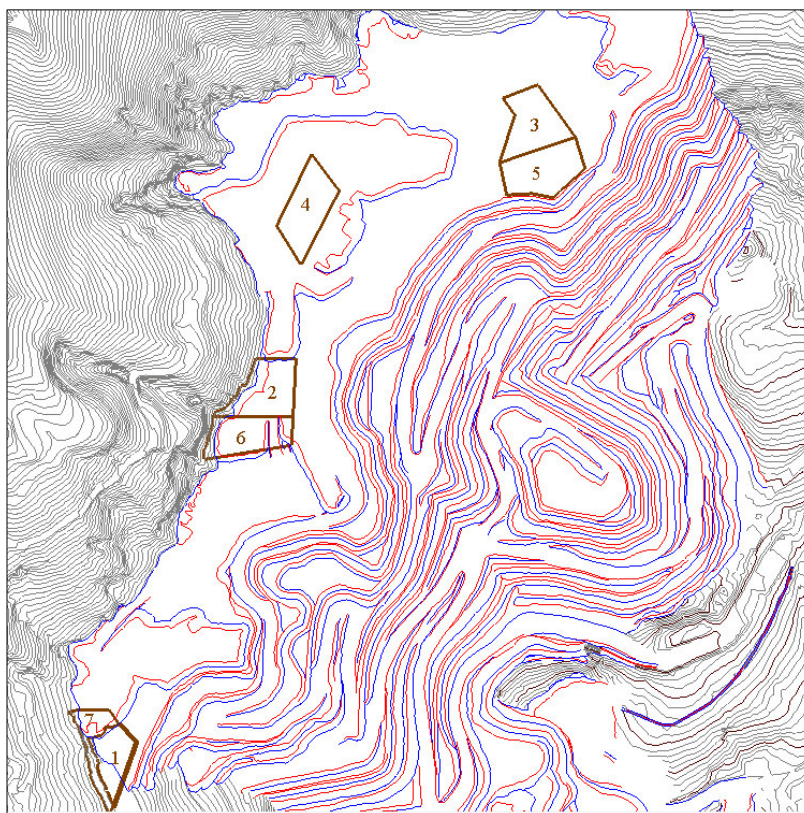


Figura 6-2: Plan de perforación semana 02-08 Diciembre,2013

a) Taladros de Producción

Este tipo de taladros tienen un objetivo específico que es el de fragmentar el macizo rocoso, por lo tanto se debe de generar suficiente energía para superar la resistencia de la tracción del macizo rocoso y lograr así una fragmentación adecuada. Los taladros de producción se perforan con diámetro de 6 3/4", espaciamiento de 5 y un burden de 4.3 m. La perforación se realiza con las perforadoras Bucyrus DM45 y Atlas Copco SKF.

b) Taladros Buffer

Estos tipos de taladros conforman la última fila del diseño de voladura de producción por ello se modifica su diseño para limitar la energía a la cara de la pared final del tajo. La carga de explosivo se reduce y como consecuencia el burden y espaciamiento también decrecen.

En Minera la zanja, debido a que el tajo se encuentra en ladera, existe una zona de crestas en la cual el diseño de los proyectos situados en esa ubicación contempla el uso de 2 filas de buffer, para de esta forma controlar la proyección de material hacia el bosque situado en la parte baja.

Los taladros buffer se perforan con diámetro de 6 3/4", espaciamiento de 3.05m y un burden de 3.03m. La perforación se realiza con las perforadoras DM45 y SKF.

c) Taladros de Precorte

Estos taladros son perforados con un diámetro menor que los de producción, un espaciamiento más cerrado y una menor carga de explosivo, todo ello para generar una adecuada presión de taladro que conduzca a la creación de un plano de fractura.

Los taladros de precorte se perforan con diámetro de 5", espaciamiento de 1.50 m un factor de potencia de 1-1.3 Kg/m². La perforación se realiza con la perforadora Sandvik Dx700 con un ángulo de inclinación de 65°, asimismo se ha empezado a ejecutar el precorte de 12m (doble banco de 6m cada uno).

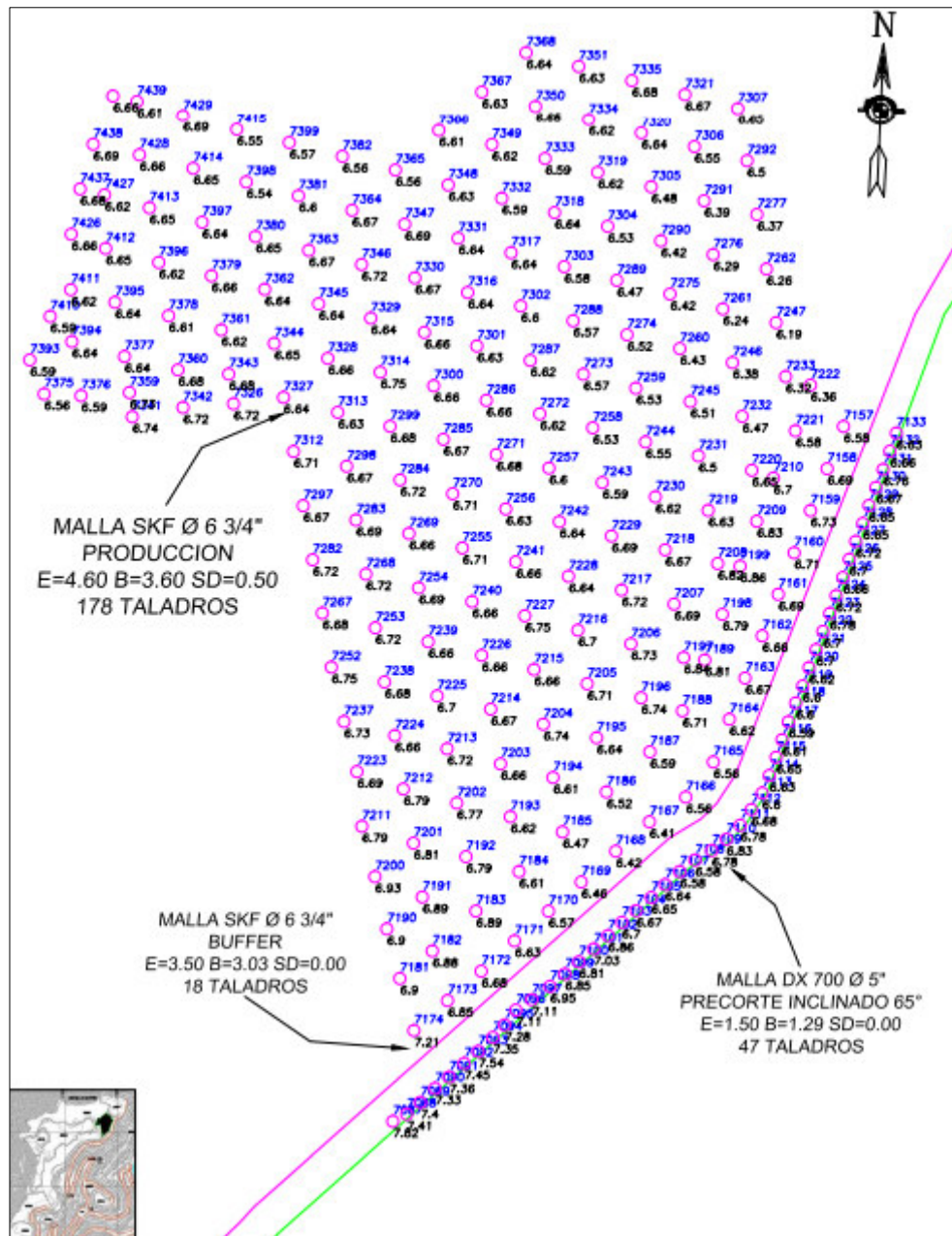


Figura 6-3: Proyectos 3384-33, Diciembre 2013, muestra los tres tipos de taladros en el diseño.

6.1.2. Voladura

La voladura de rocas, representa otra de las operaciones unitarias más relevantes dentro del proceso extractivo de minerales, su objetivo principal es lograr un tamaño adecuado de roca, con un mínimo daño en su entorno. Resultados adversos, obligan a efectuar minados selectivos, incrementando los costos de operación.

6.1.2.1. Agentes de explosivos usados en los Proyectos Primarios

a) ANFO

El ANFO se compone de perlas de nitrato de amonio y diésel en una mezcla del 94% y 6% respectivamente. Dicha mezcla es ejecutada por el camión fábrica, para el cual tiene compartimientos que permite llevar los componentes por separados y realizar la mezcla en el campo.

b) Emulsión matriz

Una emulsión es un sistema bifásico en forma de dispersión estable de un líquido inmiscible en otro. Compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en Agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado.

c) Anfo Pesado

El Anfo Pesado es una mezcla de emulsión matriz con ANFO, donde los huecos intersticiales presentados por el ANFO son ocupados por la emulsión y debido a ello actúa como una matriz energética. De acuerdo a los porcentajes de mezcla, las ventajas principales que presentan son: Mayor energía, mejores características de sensibilidad, gran resistencia al agua.

De acuerdo a las condiciones que se presentan en cada proyecto, se realizan las mezclas para generar un Anfo Pesado que satisfaga las necesidades de la operación, sin embargo las mezclas más usadas son:

- HA 37 (30% emulsión y 70% de Anfo)
- HA 46 (40% emulsión y 60% de Anfo)
- HA 64 (60% emulsión y 40% de Anfo)

Además a causa del descenso del minado del Tajo San Pedro Sur a niveles inferiores se viene apreciando el aumento de condición de agua principalmente en la Zona Norte, por lo que se está haciendo imprescindible el uso de una mezcla de HA 64.

6.1.2.2. Accesorios de voladura

Son los dispositivos o productos empleados para cebar cargas explosivas, suministrar o transmitir una llama que inicie la explosión, llevar una onda detonadora de un punto a otro

o de una carga explosiva a otra y los necesarios para probar las conexiones y disparar los explosivos para que pueda llevarse a cabo una voladura.

Los accesorios usados en la operación son los siguientes nombrados en forma general:

- Booster
- Retardo de fondo
- Retardos de superficie
- Cordón detonante
- Detonadores electrónicos
- Cable de disparo
- Detonador ensamblado

6.1.3. Carguío

El carguío del mineral es realizado por las excavadoras de Producción CAT 374D con códigos Ex -11 y Ex -12, de capacidad de cuchara de 4.6 m³, sin embargo en ocasiones debido a cuestiones operativas, se utiliza la excavadora CAT 336 DL, con código Ex 336, de 2.4 m³ de cuchara.

La excavadoras trabajan sobre una plataforma de material estable, la cual debe ser horizontal y será tal que la parte superior de la carrilera este a nivel de la tolva del volquete,asimismo, se debe de verificar que los carriles del volquete deben estar nivelado para evitar daños innecesarios en muelles y problemas de volteos.

El número de pases necesarios para el llenado de la tolva del volquete es de 5.

6.1.4. Acarreo

El Transporte del mineral desde el frente de carguío hacia el Pad, se lleva a cabo con volquetes Volvo Scania, de una capacidad de 20m³. Actualmente se cuenta con 31 unidades distribuidas en una flota para desmonte de 10 unidades y una flota para mineral de 21 unidades. La distancia recorrida por la unidades es de 4.8 Km y su ciclo promedio es de 31 minutos.

Las vías de acarreo del Tajo San Pedro Sur se realizan por las siguientes rampas:

- **Rampa Diana:** Sirve de acceso hacia la zona Norte del tajo, es de doble sentido, empieza en el nivel 3450.

- **Rampa Karina:** Es de un solo sentido (ascenso), permite la salida de las unidades cargadas de la zona norte y sur, hacia el Pad para la respectiva descarga.
- **Rampa Fiorella:** Sirve de acceso a la zona Sur del tajo, es de doble sentido, nace en el nivel 3540.
- **Rampa Maritza:** Sirve de acceso al Pad, donde se descarga el mineral, nace en el nivel 3540.

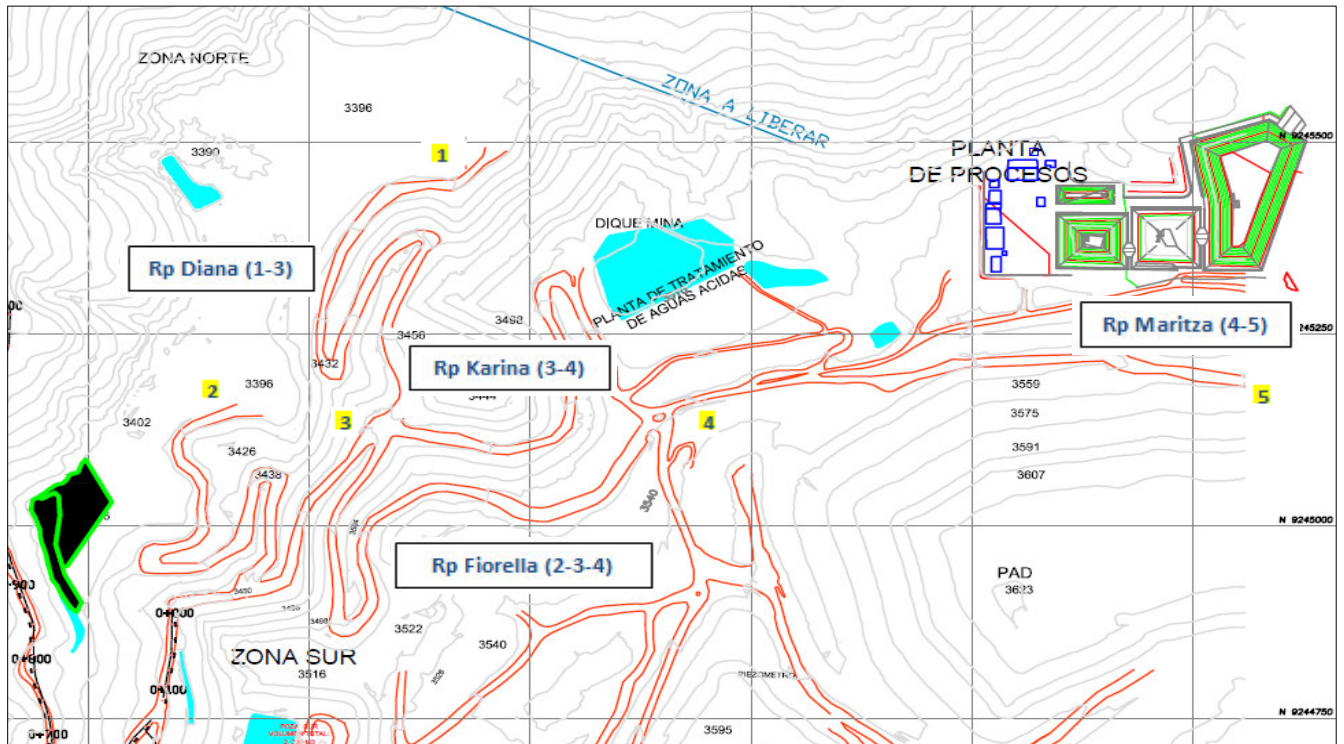


Figura 6-4: Rampas de acarreo de mineral

CAPÍTULO VII

PLANTA DE PROCESOS

7.1. Lixiviación del mineral

El carguío de la plataforma se realizará en capas de 10 m de altura con excepción de la primera capa, la cual se cargará en dos etapas. En la primera etapa la capa de mineral tendrá 2 m de altura con mineral de una gradación más fina para evitar el impacto y daño de la geomembrana, que igualmente estará protegida por la capa de protección de 350 mm de espesor. En la segunda etapa se cargarán los 8 m restantes de mineral.

La plataforma tendrá una altura máxima de 70 m medidos desde el pie de talud de la pila y se construirá de tal manera que el talud general en cualquier dirección tendrá una pendiente de 2,5H:1V con bermas de retiro de 6 m de ancho.

El mineral será llevado del tajo hacia la plataforma mediante camiones y será descargado en forma directa. Luego de descargado, se le rociará cal, la cual será aplicada con la finalidad de matener la pila con un pH por encima de 9.5 para favorecer la lixiviación con solución de cianuro de sodio en forma segura.

El mineral a ser tratado en la pila de lixiviación, será transportado tal como sale de la mina, sin pasar por el proceso de trituración previo. La acumulación de carga de mineral fresco en la plataforma, será efectuada en secciones correspondientes a los tiempos de ciclos de lixiviación y a las tasas de aplicación de solución lixivante. Después de completar un área de lixiviación, se aflojará la parte superior de la pila desgarrando la superficie con el vastágo de un tractor hasta llegar a la profundidad necesaria o se podrá emplear una excavadora para batir el material, a fin de quebrar la compactación superficial y mejorar la circulación de fluido del proceso de percolación. Sobre la superficie preparada de esa manera, se instalaran los tubos del sistema de irrigación para la aplicación de la solución lixivante.

En el proceso de lixiviación sobre la superficie de la pila se aplicará una solución estéril de cianuro de sodio con concentraciones diluidas (50 mg/L aproximadamente), mediante irrigación por goteo. Las tasas de aplicación variaran según tipo de mena y las curvas de recuperación de lixivación, según diseño un promedio de 10 L/h/m². La solución del proceso de lixiviación ser infiltrará a través de la pila, disolviendo los contenidos de oro y

plata para luego fluir al sistema de los tubos de drenaje de la plataforma de lixiviación hasta el punto de salida, situado en el lugar más bajo de la plataforma, en la esquina sureste de la misma, punto desde el cual fluirá al estanque de la solución rica.

7.2. Manejo Operativo Planta

7.2.1. Transporte de mineral hacia el Pad

El transporte se realiza mediante camiones de 20 m³ desde el tajo San Pedro Sur al Pad de lixiviación, transportando una carga útil de material de 25 - 30 TM, la contratista encargada cuenta con aproximadamente 31 camiones para poder cumplir con el material requerido para el Pad de 22500 TM/día, el material es vertido en el Pad con la ayuda de un supervisor (cuadrador) para prevenir los accidentes.



Figura 7-1: Descarga de mineral en el Pad

7.2.2. Acondicionamiento del mineral con cal

En la descarga de mineral se vierte cal con un pequeño cargador, para preparar el material para el regadío por goteo, el tamaño de material máximo es de 10 pulg. Las pruebas metalúrgicas indican que un 1TM de mineral requiere de 0.7-0.8 kg de cal.



Figura 7-2: Incorporación de cal en el mineral

7.2.3. Preparación del Pad

Cuando el mineral se encuentra en el Pad, mediante el *bulldozer* (oruga) se procede a nivelar la plataforma de mineral y seguidamente es surcado usando el *ripper* del equipo, de esta manera se encontraría dispuesta la preparación para el montaje de las celdas de regadío.



Figura 7-3: Nivelación de las celdas del Pad

7.2.4. Ripeado del mineral

La celda antes de colocar la tubería Lay Flat, se debe hacer un ripeado profundo, por lo

menos de 70 cm de profundidad, de esta manera se asegura la permeabilidad de la solución. El ripeado se realiza con bulldozer (oruga).



Figura 7-4: Ripeado de las celdas del Pad

7.2.5. Tuberías y accesorios de alimentación al Pad de Lixiviación

El Pad de lixiviación está conformado por celdas de riego, cada celda es de 50 x 100 metros aproximadamente, las celdas están conformada por tubería de:

- Tubería lay flat de 16 mm.
- Tubería lay flat de 6 pulg.
- Tubería HDPE de 10 pulg.
- Tubería de acero de 16 pulg.
- Conectores de tubería de 16 mm.
- Goteros

7.2.6. Tendido de tubería en celda

Cuando la celda es entregada se procede al tendido de tuberías, normalmente el tamaño de celda es de 50 x 100 metros. Para el sistema de riego se usa tuberías de 16 pulg, conocidas como tubería madres, las cuales llegan primero a un manifold de 10" y posteriormente a un candelabro, del cual nacen tuberías secundarias "lay flat de 6" donde se instalan tuberías de 16 mm que contienen los goteros que están distanciados a 63 cm cada uno, haciendo un área de riego de 63x63 cm². Estas tuberías están comunicadas

con un lay flat de 2" usada como drenaje de partículas.

Inicio de armado de celda en donde se tiene el lay flat de 16 mm para ser usado en un área de 5000 metros cuadrados los cuales son colocados de extremo a extremo y embocados en la tubería de lay flat de 2 pulgadas.



Figura 7-5: Tendido de sistema de tuberías sobre las celdas de lixiviación

7.2.7. Riego de celda

El ratio de flujo es de 10 a 12 lt/hr/m² por gotero, el riego promedio del PAD es de 90 a 120 días, con una fuerza de cianuro de 50 ppm aproximadamente, pH 10.5 promedio y 24000 m³/día de solución aproximadamente.



Figura 7-6: Vista de una celda ya terminada, lista para el regado por goteo

7.2.8. Solución de Pad a Poza Pregnant

La descarga de la solución del Pad se da por la parte inferior y es colectada por medio de 4 tuberías de HDPE de 16 pulg. Las cuales alimentan a la poza pregnant con un volumen útil de 20000 m³ aproximadamente, el tiempo de riego por cada celda de mineral es de 120 días como máximo, la cama de mineral tiene una altura de 16 metros aproximadamente.



Figura 7-7: Descarga de solución del Pad a Poza Pregnat

7.2.9. Procesamiento de la Solución Rica

La solución rica, conteniendo oro y plata, es bombeada de la poza de solución rica en forma continua a través de dos trenes de 5 columnas de carbón activado cada uno. El flujo de la solución pasará a contracorriente a través del carbón activado que adsorberá el oro y la plata de los complejos de cianuro. Periódicamente se retira el carbón activado y se envía al circuito de lavado ácido. El carbón cargado con oro y plata es transportado hacia las torres de desorción. La solución súper rica de desorción pasa al proceso Merrill Crow donde se obtiene el precipitado, el cual luego de un secado (retortas), es fundido para producir barras de doré (oro y plata). El carbón regenerado, del cual han sido retirados los contenidos de oro y plata, será retornado a las columnas de carbón de adsorción para continuar con el proceso de recuperación de metales preciosos.

La solución estéril saliente del circuito de adsorción pasa por un tamiz de seguridad con el objeto de filtrar los finos del carbón residual y finalmente seguir hacia el tanque de retención de solución estéril. Se dosifica el cianuro de sodio a fin de obtener la concentración adecuada para el proceso de lixiviación, la solución así preparada es luego bombeada y distribuida en la parte superior de la pila de lixiviación de mineral, repitiéndose el proceso en forma cíclica para optimizar el uso de los recursos e insumos.



Figura 7-8: Planta ADR (Adsorción/Desorción/Regeneración)

CAPÍTULO VIII

LÍNEA BASE DE LAS ACTIVIDADES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

8.1. Diseño

El presente estudio toma como referencia el diseño que se usaba en junio del 2013, fecha en la cual se empezó la elaboración del seguimiento a las actividades de perforación y voladura.

Diseño	Unidad	Precorte	Buffer		Producción	
Diámetro de perforación	pulg	3.5	6.75		6.75	
Malla B:E	m	1.3	3.03	3.5	4.7	5.5
Profundidad	m	6.6	6.6		6.6	
Altura de Banco	m	6	6		6	
Volumen	m3	0	63.63		155.1	
Ángulo de perforación	grados	65	90		90	
Condición	-	Seco/agua	Seco	Agua	Seco	Agua
Explosivo	-	Exsaline	HA 46	HA 64	HA 46	HA 64
Carga lineal	Kg/m		28.1	30.3	28.1	30.3
Altura de carga	m	5.6	2	2	3.6	3.6
Carga	Kg	7.28	56.2	60.6	101.16	109.08
Aire	m	No aplica	1	1	-	-
Taco	m	sin taco	3.6	3.6	3	3
Factor de Potencia	Kg/m2- Kg/Ton	0.8	0.29	0.32	0.22	0.23
Pasante 80 (P80) promedio	Pulg		11.4			

Tabla 8-1: Parámetros de Perforación y Voladura Zona Norte, Junio 2013

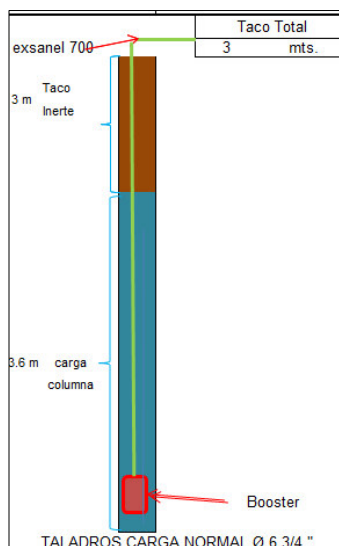


Figura 8.1: Diseño de carga Taladro de Producción

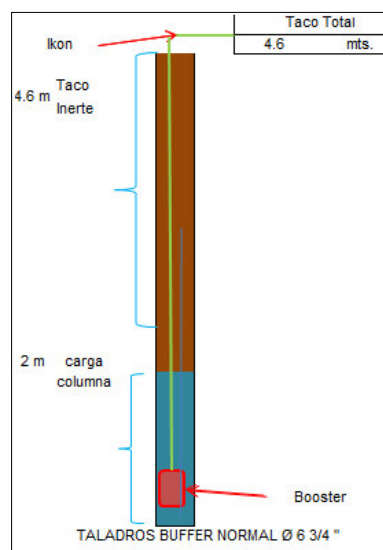


Figura 8-2: Diseño de carga Taladros Buffer

Cabe mencionar que desde principios de año se ha venido reduciendo paulatinamente la malla de perforación en coordinación con la empresa contratista SGyM, las mallas variaron de (5.7x4.9) m, (5.5x4.7) m, (5.2x4.5) m, pero dicha variación no contribuyó significativamente a la obtención de resultados óptimos y constantes a nivel de fragmentación, el cual tenía un **P80 arriba de 11.4 pulg.**

8.2. Operación

Como parte del seguimiento de las actividades de Perforación y Voladura, se identificó prácticas operativas desfavorables los cuales conducen a aportar en forma negativa al éxito de los disparos.

8.2.1. Calibración del camión fábrica

Calibración defectuosa del camión fábrica, no periódica, lo que genera que la mezcla solicitada realmente no sea la entregada al taladro. Se puede cargar con una mezcla deficiente en emulsión para taladros con agua y ello genera condiciones para el inadecuado desempeño del explosivo y la generación de gases NOx.

8.2.2. Carguío de taladros

Los taladros que tienen presencia de agua arriba de 0.50 cm se observó en campo que se cargaban con mezcla HA 64 vaciable cuando su empleo en tales condiciones se debe realizar únicamente si es que se cuenta con un sistema bombeable.

8.2.3 Densidades de la Mezcla

Existe un control de la densidad de la mezcla explosiva únicamente al inicio del carguío, lo cual es una práctica errónea ya que dicho control se debe realizar cada cierto número de taladros para verificar la constancia de la entrega de la mezcla en el proyecto, adicional a ello en nuestra operación el camión fábrica suele descalibrarse con mucha facilidad en el traslado.

8.2.4. Stemming

Se carga con detritus de perforación y sin usar el atacador cuando lo correcto es usar stemming de 1.5" y con un atacado adecuado.

CAPÍTULO IX

OPTIMIZACIÓN EN EL DISEÑO DE LOS PROYECTOS PRIMARIOS DE VOLADURA

El estudio de las variantes aplicadas en las operaciones de Perforación y Voladura, se realizó en forma específica para la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur, comprendiendo los niveles 3390, 3384 y 3378. Cada Prueba, la cual encerraba modificaciones en algunas de las variables de P y V, consistió en un conjunto de disparos para poder analizar el resultado y verificar su sostenibilidad. Asimismo el control post voladura de los disparos en términos de fragmentación fue realizado mediante el análisis de imágenes usando del Software Split Desktop, dicho análisis en Minera La Zanja responde a una frecuencia diaria.

Se presenta las variantes aplicadas a los proyectos Primarios de Voladura, las cuales en esencia fueron de 3 tipos de pruebas. Sin embargo cabe resaltar que los resultados favorables en su implementación son fruto de una reorganización y control en las actividades de perforación y voladura.

En todas las pruebas ejecutadas, se usaron detonadores electrónicos, ello debido a asegurar los tiempos de salida entre taladros y filas, ya que dentro de las variables la secuencia de salida del diseño tiene una importancia fundamental, y es una de las variables a evaluar. Los detonares pirotécnicos por su característica de dispersión conducirían a un análisis con deficiencias.

9.1. Reorganización de actividades en los Proyectos Primarios de Voladura

El diseño de los Proyectos Primarios de Voladura, se ejecutará mediante la secuencia siguiente donde se tomará en cuenta los aspectos geológicos, geomecánicos y de diseño de voladura. Tras la implementación de esta metodología de trabajo en forma conjunta con las variantes realizadas que se mostraran posteriormente se logró resultados a nivel de fragmentación en forma permanente así como el mantenimiento del factor de potencia a niveles adecuados y permaneciendo dentro del presupuesto para la actividad de P y V.

9.1.1. Caracterización del macizo rocoso y fragmentación

La información geológica y geotécnica de los proyectos se contará como input para la realización del diseño, por ello los geólogos y geotécnicos tendrán que trabajar en forma

permanente para dar el soporte adecuado de esa forma los diseños planteados irán de acuerdo a las características de la zona.

9.1.2. Adecuación de tipos de mezcla explosiva a cada zona identificada

Para la elección de la mezcla explosiva se está reconociendo principalmente la presencia de agua en la zona que delimita el proyecto así como la dureza del material a perforar. Esto se realiza con el seguimiento de la perforación y posterior medida de la longitud de agua presente en los taladros. Con esta información se puede establecer una clasificación en taladros secos y con agua y seleccionar el tipo de mezcla adecuado.

9.1.3. Adecuación de mallas de perforación y diseños de carga según zonas

Atendiendo al tipo de material (mineral o desmonte), que delimita el proyecto de perforación así como los datos proporcionados ***por la superposición de información de alteraciones, P80, factor de potencia, secuencia, de los disparo del banco superior, que se lleva en el software Minesight***, se toma decisiones referido a la variación de la malla de perforación y el diseño de carga para responder a el tipo de material de la zona.

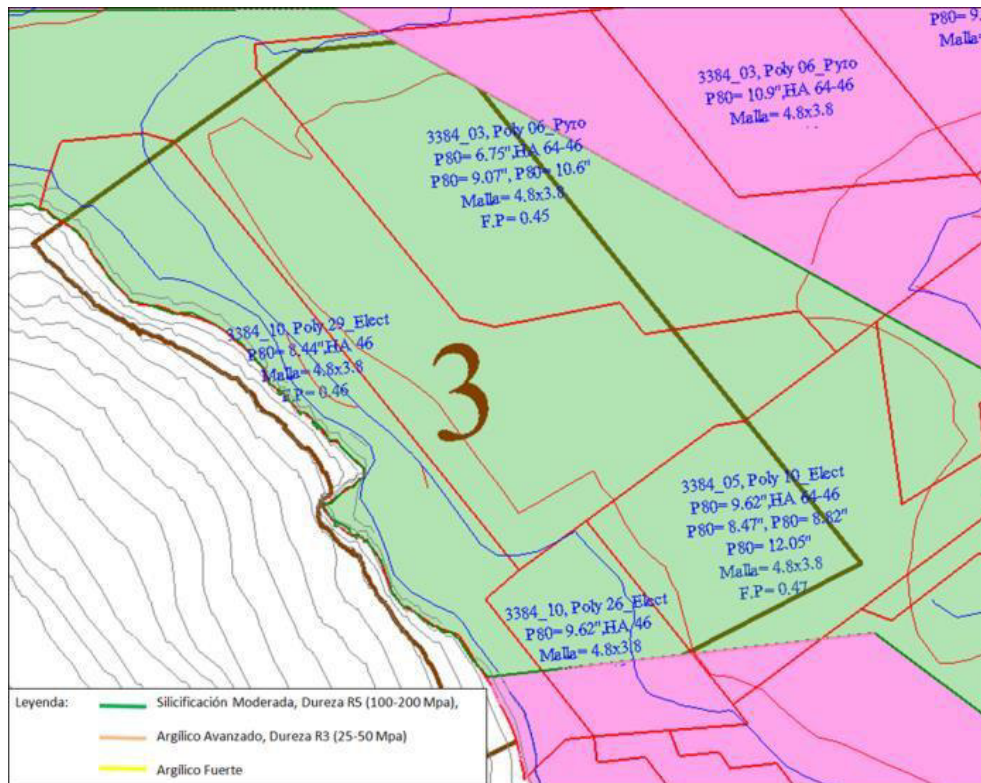


Figura 9-1: Información superpuesta del banco 3384 al proyecto prioridad 3 del banco 3378

9.1.4. Identificación de factor de Potencia según alteración

El tipo de alteración en el proyecto a disparar es un indicador que se puede correlacionar con un nivel de dureza, con ello y considerando la información disponible de los monitoreo diarios de los bancos superiores se puede establecer un Factor de potencia estratégico, que permite controlar el costo por explosivo adecuadamente sin arriesgar el resultado de fragmentación del disparo.

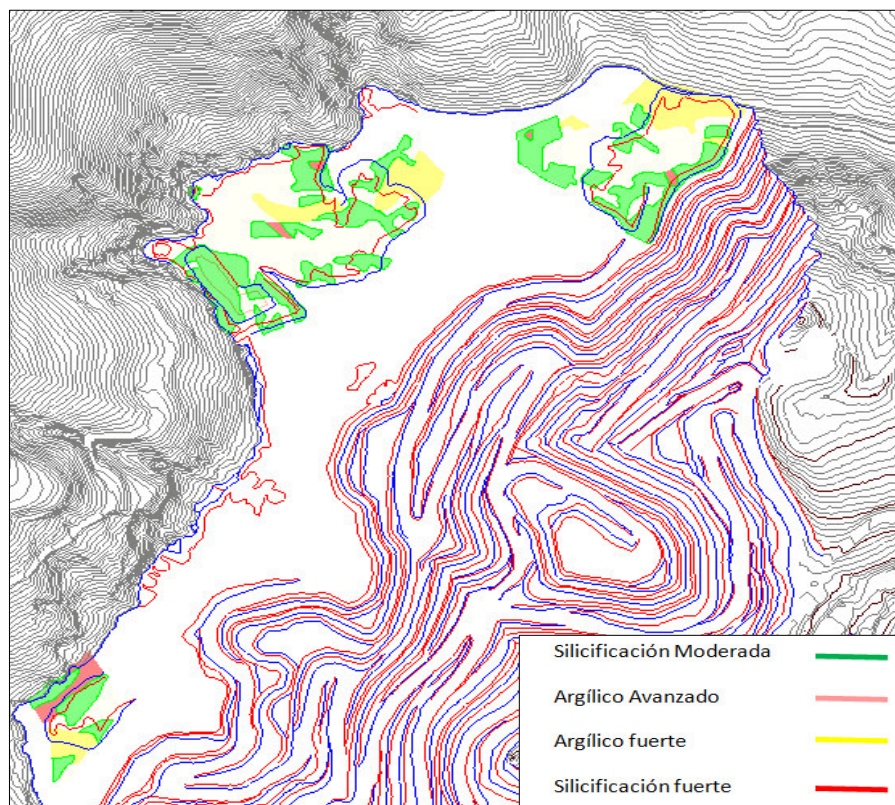


Figura 9-2: Mapeo de alteraciones para el Nv 3384

9.1.5. Evaluación del uso o descarte del detonador electrónico

El uso de detonadores se usa como una alternativa para usar tiempos cortos y de esta forma lograr una interacción máxima entre las ondas con ello contribuyendo a mejorar la fragmentación. Con el sistema electrónico la decisión se realizará en el tiempo de salida pero se logró definir que entre taladros son 3, 4ms y entre filas de 90, 110 ms. Con el sistema pirotécnico se coloca tiempo entre taladros de 17ms y entre filas 42ms. La ventaja de los últimos es su menor costo sin embargo el tema de la dispersión resulta un factor a considerar dependiendo de la ubicación del proyecto.

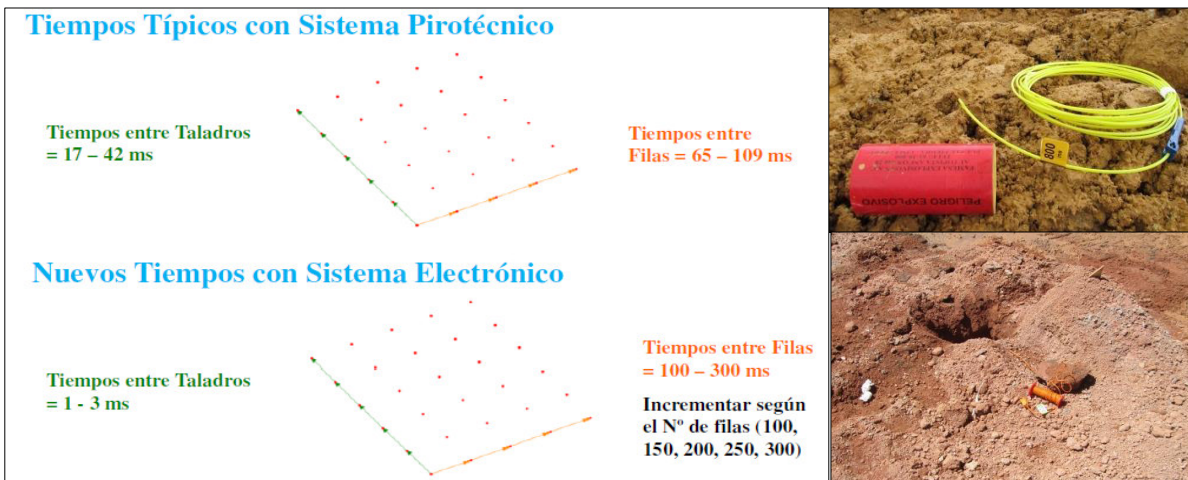


Figura 9-3: Sistema de iniciación pirotécnica y electrónica

9.1.6. Evaluación de la secuencia salida de los disparos que favorecen a fragmentar el macizo rocoso

Se evalúa los proyectos, actualmente se está dando preferencia el diseño en “Echelon” y en “V”, con diagonales largas ya que permite reducir el burden real de perforación y se constituye un burden efectivo reducido hasta 36% menor. Los disparos se estan realizando en combinación con retardos electrónicos en el que se configura tiempos de 3, 4 ms entre taladros y 90,110 ms entre filas.

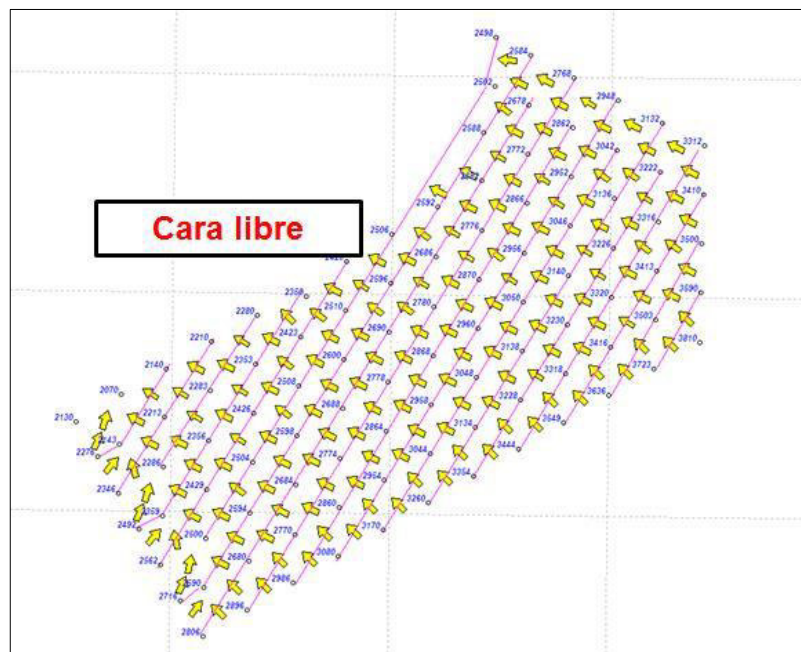


Figura 9-4: Secuencia de salida en echelon, del Proyecto 3384-08

9.1.7. Monitoreo de resultado de fragmentación mediante análisis de imágenes

Se llevará un control diario de los resultados de los disparos y se acumulará los respectivos análisis en una base de datos, de tal forma que dicha información pueda ser usada y determinar si el diseño empleado necesita variarse o darle continuidad en los respectivos bancos inferiores donde se superponga la información recogida. El procedimiento de obtención de las imágenes se describe a continuación.

- **Procedimiento para obtención de imágenes en Minera la Zanja**

1. Para realizar este trabajo es necesarios dos personas, de los cuales una debe tomar las imágenes y la otra deberá subir a la pila y colocar las unidades de medida. Estando cerca del talud del banco o frente de carguío cerciorarse de las condiciones del terreno. Si el talud del banco o frente de carguío se encuentra en buenas condiciones de seguridad, llamar por radio al O1 responsable de dicha área y pedir la autorización para el ingreso. Si se realiza el trabajo en áreas alejadas de equipos en movimiento (por lo menos 30m del área de trabajo del equipo) de igual forma se llamara al O1 o encargado para solicitar la autorización de ingreso. Si se autoriza el ingreso, esperar que el equipo de carguío (excavadora CAT 374 o CAT 336) detenga su marcha y baje el cucharón.

2. Con los instrumentos de muestreo acérquese al frente de carguío o talud de banco y empiece a mostrar. Se debe empezar el muestreo con un enfoque ampliado o vista panorámica de todo el frente de minado donde se incluya todo el rango de tamaños. Área mínima de 6x6m.

3. Para eliminar distorsiones, las imágenes deben ser tomadas perpendicularmente a la pendiente del terreno. Para eliminar errores de escalamiento las unidades de escala deben estar en distintos puntos a lo largo de la pendiente. Para el barrido o secuencia de tomas fotográficas mover horizontalmente la escala en forma de zig-zag en el frente, para tener muestras representativas del material y reducir el error por segregación de tamaños de roca.

4. Ubicar la escala del material volado. La fotografía debe abarcar aproximadamente una ventana de 2m, superior, inferior, izquierdo y derecho desde la escala.

5. La cantidad de imágenes no es fijo y cambia depende a la situación del frente, sin embargo no debe ser menor a 3 fotos.

6. Para el muestreo en la descarga del Pad para asegurar un mejor encuadre y eliminar el error de inclinación del material volado, es conveniente alejarse unos 30cm del frente y aplicar el zoom máximo.



Figura 9-5: Frente de Minado y toma de muestra

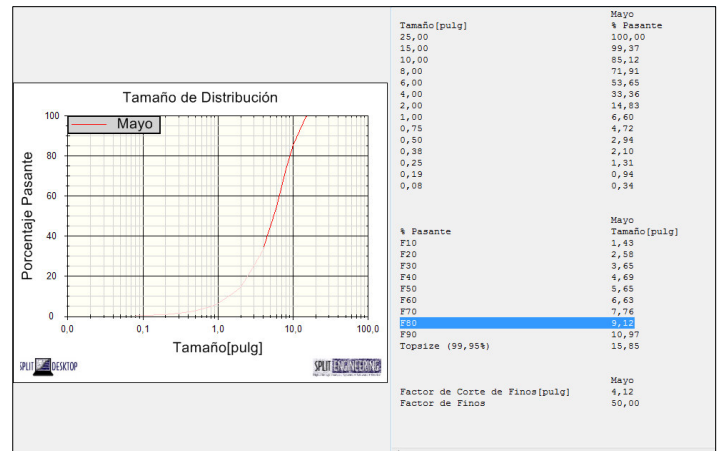
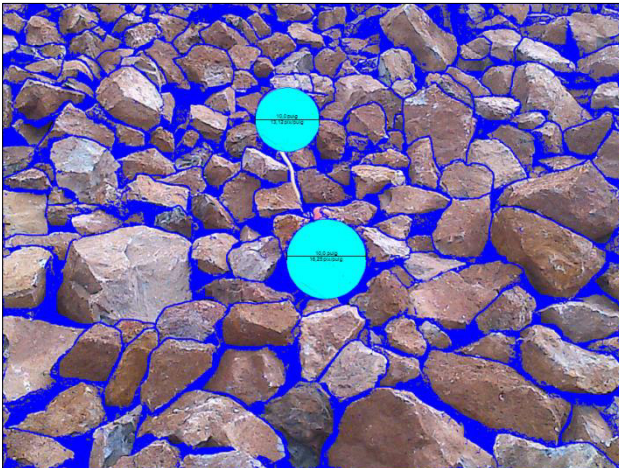


Figura 9-6: Delineación de fragmentos y reporte de curva granulométrica

9.2. Mediciones de VOD

La energía explosiva liberada durante la voladura debe coincidir con la energía teórica del explosivo usado, por tal razón para comprobar que las mezclas explosivas usadas en Minera la Zanja están dentro de sus especificaciones técnicas, bajo las condiciones características del Tajo, se realizaron mediciones de VOD, indicador de la performance del explosivo, para las mezclas de HA 46 y H64, las cuales son de mayor uso en los taladros de producción de los disparos Primarios.

Las mediciones realizadas se ejecutaron con el equipo de monitero Microtrap MRL.

9.2.1. Mezcla HA 46

Mina: La Zanja, Tajo SPS **Explosivo:** HA 46- Densidad 1.226 gr/cc (Emulsión EXSA)

Proyecto: 3390-41 **Fecha:**14/11/13

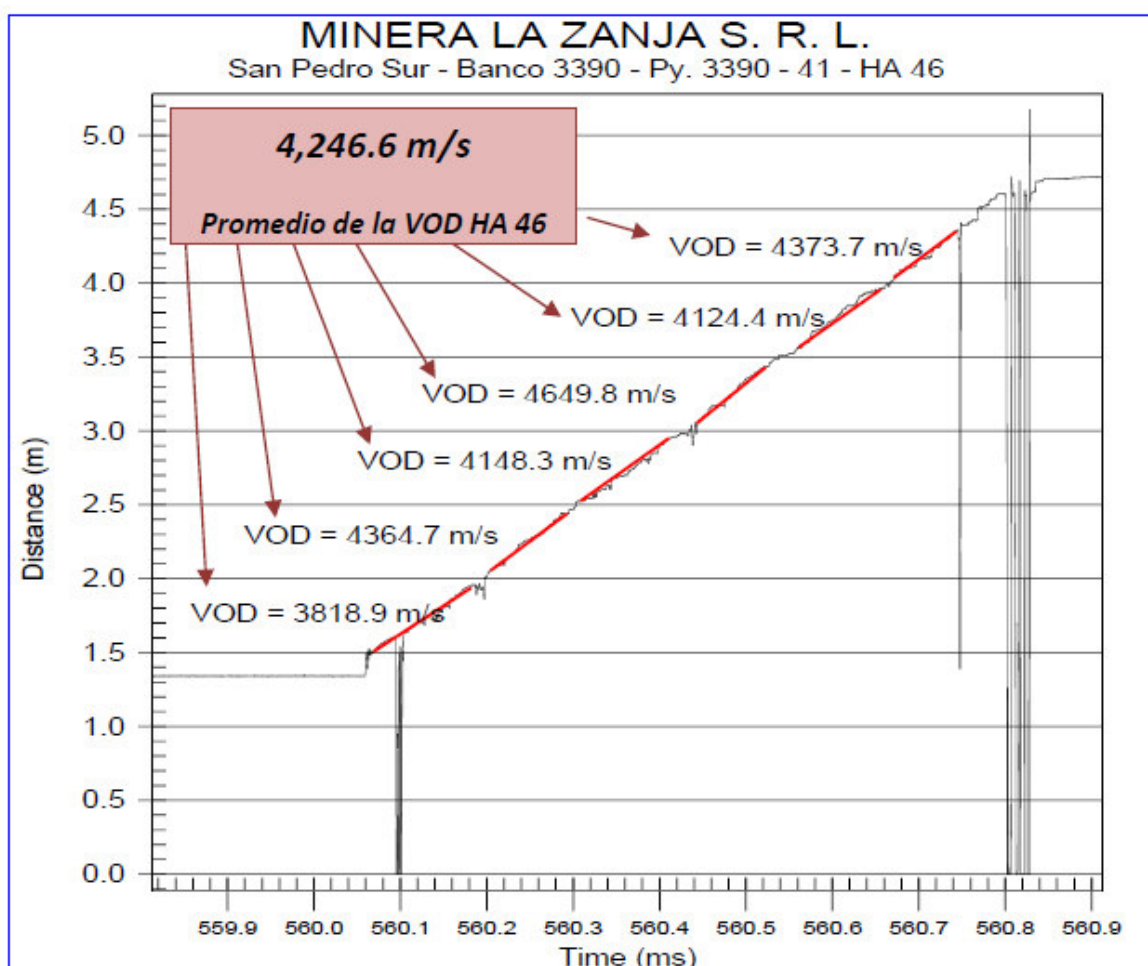


Figura 9-7: Medición de VOD en HA 46, realizado en el Proyecto 3390-41

9.2.2. Mezcla HA 64

Mina: La Zanja, Tajo SPS

Explosivo: HA 64- Densidad 1.32 gr/cc (Emulsión EXSA)

Proyecto: 3384-11

Fecha: 19/04/13

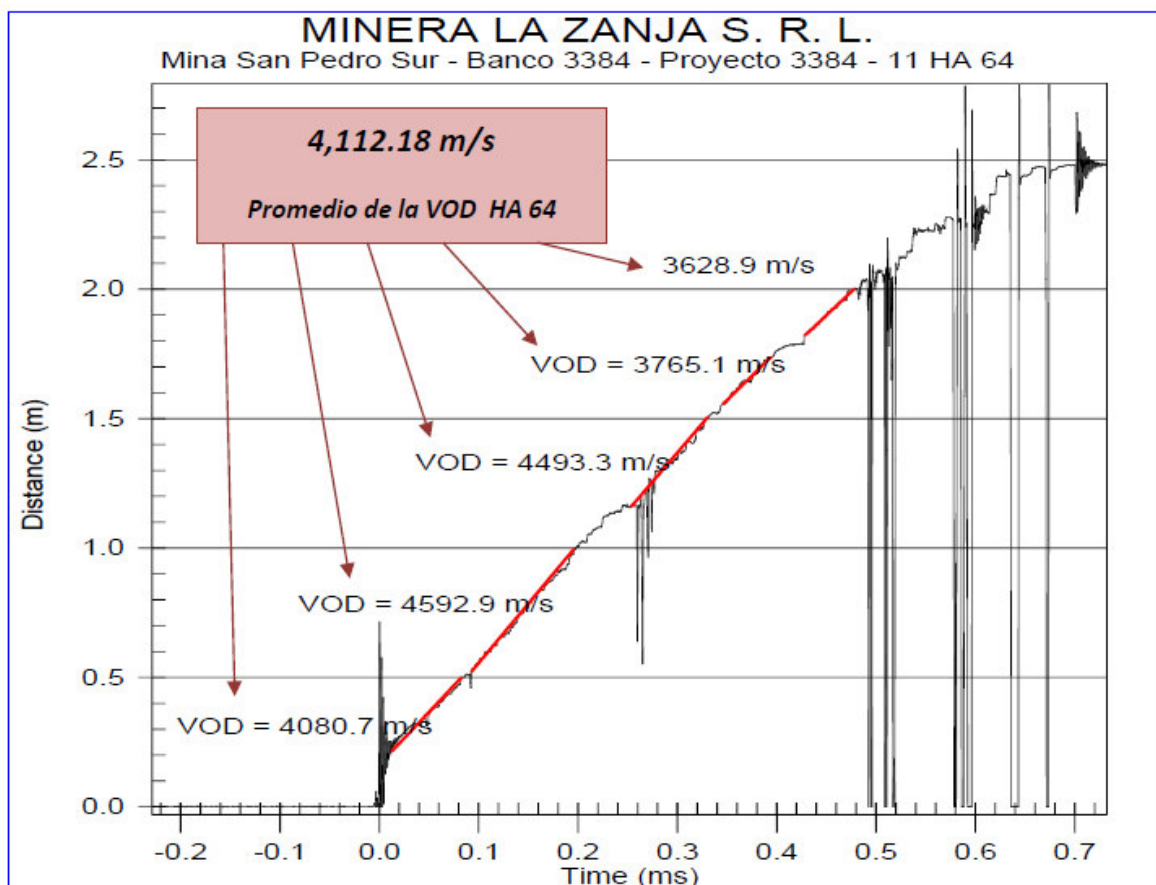


Figura 9-8: Medición de VOD en HA 64, realizado en el proyecto 3384-11

Las mediciones realizadas fueron ejecutadas por instrumentistas de Famesa (empresa competidora en el mercado con los productos Exsa que es la proveedora actual para las operaciones en Minera la Zanja). Según los reportes de las pruebas realizadas se determina que tales mezclas para el diámetro de 6 3/4" se encuentran en los rangos velocidades de detonación normales, para cada mezcla analizada.

9.3. Pruebas en Proyectos Primarios de Voladura

9.3.1. Incremento del factor de potencia e implementación de stemming con granulometría de 1.5"

Del seguimiento de los frentes de minado de los proyectos primarios disparados se observó una distribución no uniforme de la fragmentación, se observa que en la zona superior de los bancos se genera una fragmentación más gruesa y/o la presencia de “zonas amarradas”, que son zonas sin esponjamiento, producto que la energía generada por el explosivo el cual forma la columna de carga del taladro no es la suficiente para superar la resistencia de tracción de la roca a lo largo de la longitud del taco. Por ello se planteó el incremento de la columna de carga lo cual significó la reducción del taco en 0.2m. El factor de potencia en los proyectos se elevó 0.34 kg/ton.

Asimismo el material usado tradicionalmente como stemming ha sido el detritus de perforación, sin embargo, se implementó el uso de roca triturada como stemming con un tamaño medio de 38 mm (1.5"). El stemming contribuye al aumento de la presión de gas en el taladro entregado por un explosivo, ya que evita la liberación de los gases en forma prematura a la atmosfera. Outonye (1994).



Figura 9-9: Proyecto de fragmentación no uniforme



Figura 9-10: Zona superior “amarrada”

9.3.1.1. Prueba: Disparo 3402-16

- **Parámetros de diseño del proyecto**

El proyecto 3402-16 constituye uno de las primeras pruebas realizadas. Se obtuvo una recopilación de 8 imágenes de los frentes de minado por día, para su posterior análisis. La rapidez de la limpieza total de un proyecto está influenciando

por el blending que se realiza con cada polígono del tajo de acuerdo a sus leyes.

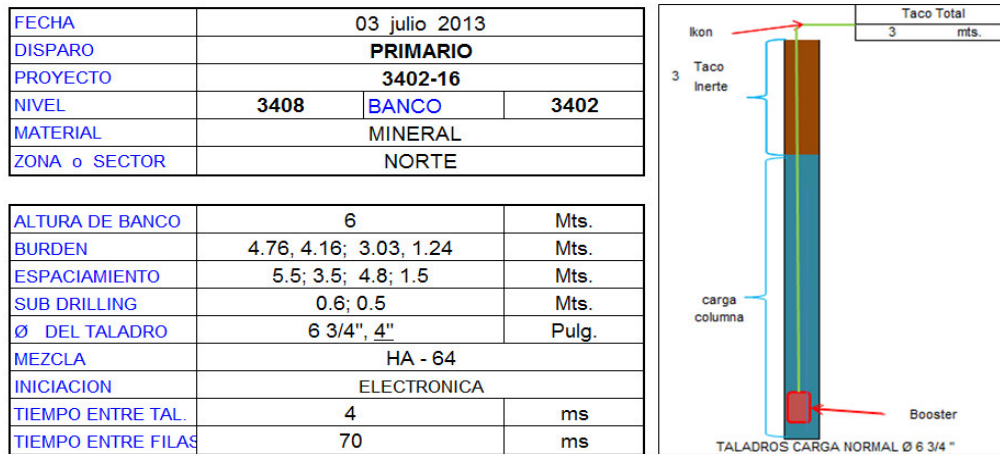


Figura 9-11: Parámetros de diseño Proyecto 3402-16

- **Malla de perforación**

En el proyecto 3402-16 estuvo constituido por 95 taladros de producción, 20 taladros buffer y 97 taladros de precorte. El volumen del material roto fue de 17773 m³ y se usó una cantidad de explosivo total de 13186 kg (nitrato de amonio 4957.9 kg, emulsión matriz 7911.6 kg, petróleo diésel 98.5 gl). El factor de potencia para este proyecto fue de 0.31 kg/Tn.

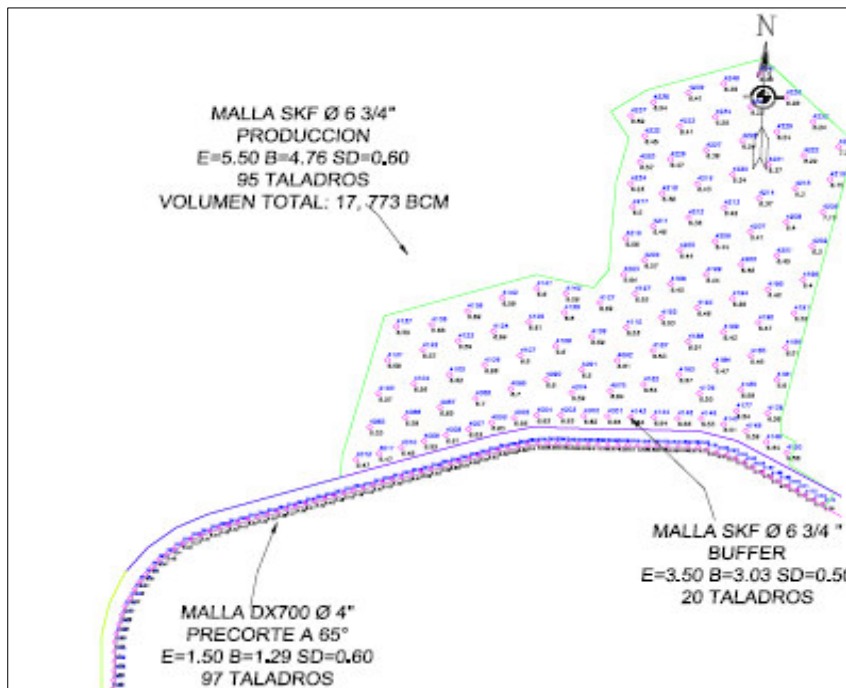


Figura 9-12: Malla de perforación Proyecto 3402-16

- **Análisis de fragmentación**

La muestra tomada el día siguiente al disparo en el frente de minado del polígono proveniente del Proyecto 3402-16 fue de 3 fotos. El resumen de los reportes diarios que se llevan de los Proyectos disparados, se muestra en el anexo C. El análisis granulométrico para estas muestras se observa en el siguiente reporte:

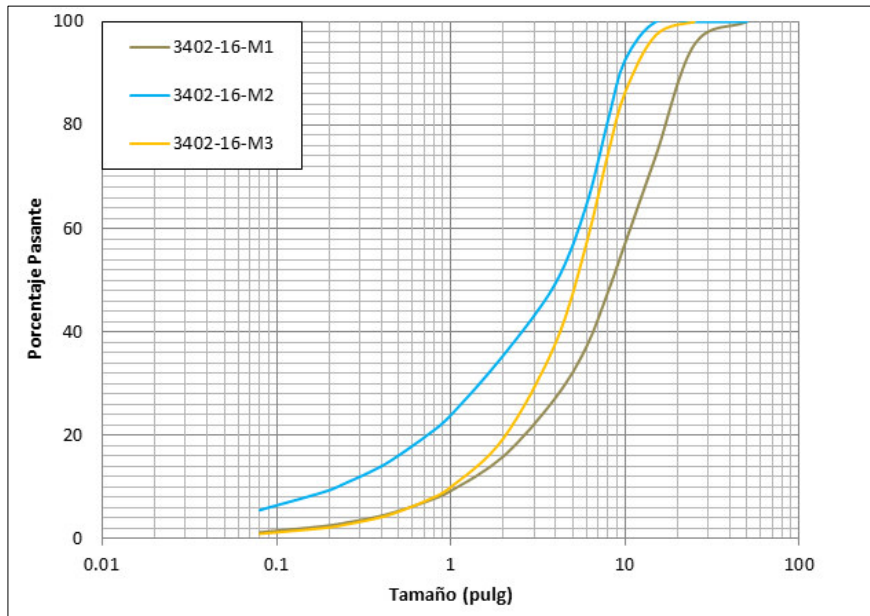


Figura 9-13: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3402-16

El reporte combinado que se obtiene a partir de las muestras analizadas, se presenta en el siguiente gráfico. Se observa que el P80 obtenido es de 11.16 pulg.

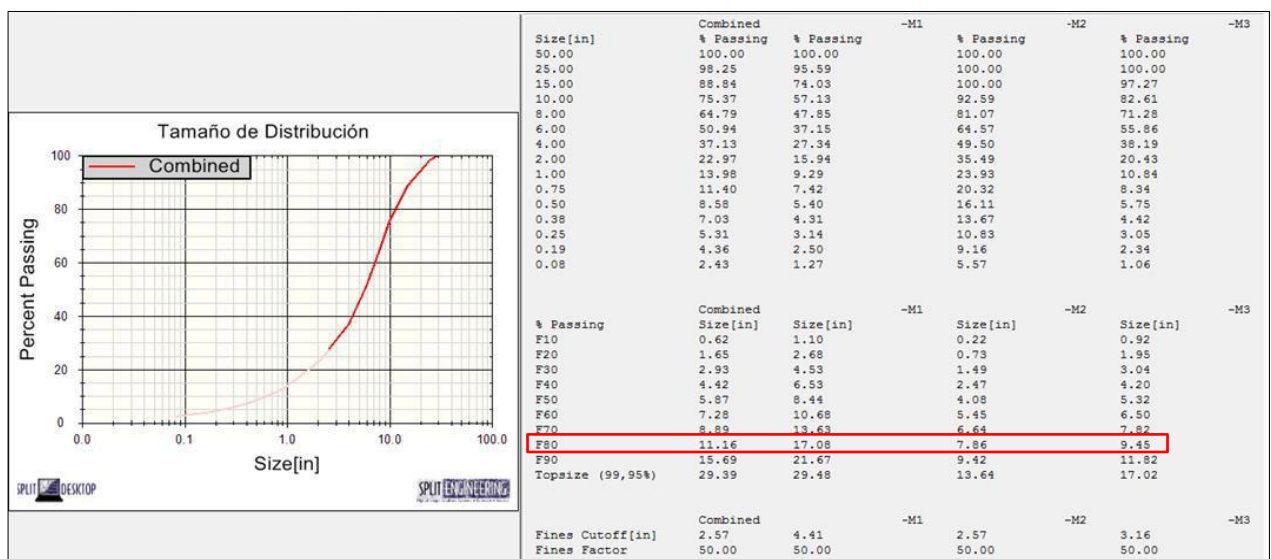


Figura 9-14: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3402-16.

9.3.2. Reducción de malla de perforación a 5 x 4.3 m

En estas pruebas se realizaron variaciones en los parámetros de perforación, reduciéndose el burden y el espaciamiento, donde se pasó de una malla de 5.7m x 4.93m a una malla de 5 x 4.3m los demás parámetros se mantuvieron constantes, la mezcla explosiva usada preferentemente fue HA 64 por las características de agua presente en la zona. La presencia de agua frecuentemente genera el colapso de los taladros perforados. Estodebe ser tomado en cuenta en forma minuciosa a fin de poder determinar el impacto que genera en los resultados la precisión de la perforación y la distribución de la energía explosiva, ya que es una causa que produce variación en el desempeño de la fragmentación.

El reducir la malla de perforación genera una mejor utilización de la energía del explosivo contenida en los taladros del proyecto, ya que los halos de energía tendrían una interacción mayor, por lo tanto un mayor efecto favorable para la fragmentación.

9.3.2.1. Prueba: Disparo 3396-16

- **Parámetros de diseño del proyecto**

La reducción de malla, constituiría un incremento en el factor de potencia mensual por ello tal configuración se restringiría a zonas con características difíciles, ello con evaluación geológica y geomecánicas.

FECHA	21 agosto 2013		
DISPARO	PRIMARIO		
PROYECTO	3396-16		
NIVEL	3402	BANCO	3396
MATERIAL	MINERAL		
ZONA o SECTOR	NORTE		

ALTURA DE BANCO	6	Mts.
BURDEN	4.33, 3.9, 3.03	Mts.
ESPACIAMIENTO	5,4.5,3.5	Mts.
SUB DRILLING	0.6	Mts.
Ø DEL TALADRO	6 3/4"	Pulg.
MEZCLA	HA - 64 y 37	
INICIACION	ELECTRONICA	
TIEMPO ENTRE TAL.	5	ms
TIEMPO ENTRE FILAS	90,100	ms

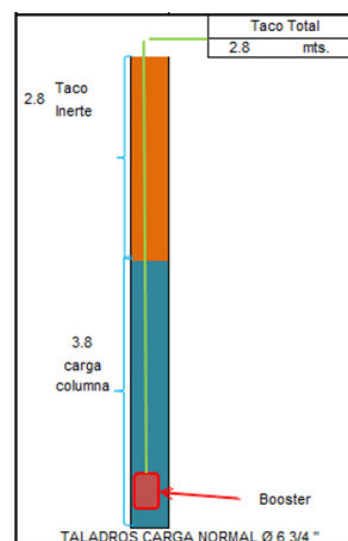


Figura 9-15: Parámetros de diseño Proyectos 3396-16

- **Malla de Perforación**

En el proyecto 3396-16 estuvo constituido por 264 taladros de producción y 23 taladros buffer. El volumen del material roto fue de 29712 m³ y se usó una cantidad de explosivo total de 23221 kg (nitrato de amonio 13332 kg, emulsión matriz 9038 kg, petróleo diésel 265 gl). El factor de potencia para este proyecto fue de 0.33 kg/Tn.

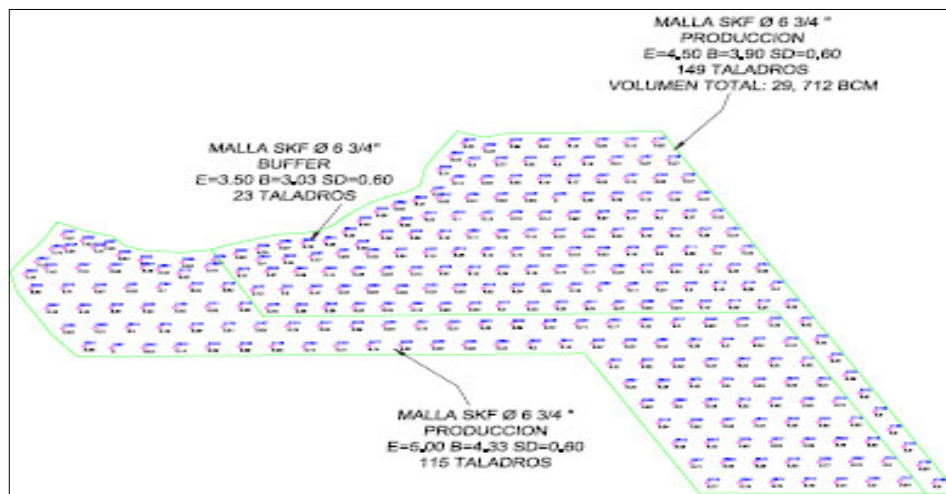


Figura 9-16: Malla de perforación Proyecto 3396-16

- **Análisis de fragmentación**

Las primeras muestras se obtuvieron el mismo 21 de agosto, ya que se empezó el minado del polígono 60, proveniente del Proyecto 3396-16 luego de media guardia. Las muestras obtenidas de dicho frente de minado fueron de 3 fotos. El resumen de los reportes diarios desde el inicio de la aplicación de los cambios en el diseño se muestra en el anexo C.

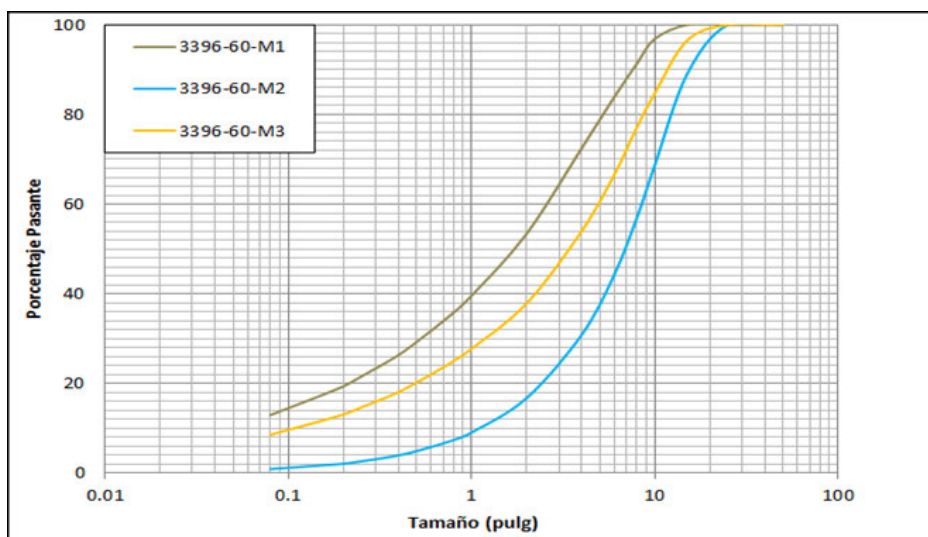


Figura 9-17: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3396-16

El reporte combinado que se obtiene a partir de las muestras analizadas, se presenta en el siguiente gráfico. Se observa que el P80 obtenido es de 9.40 pulg.

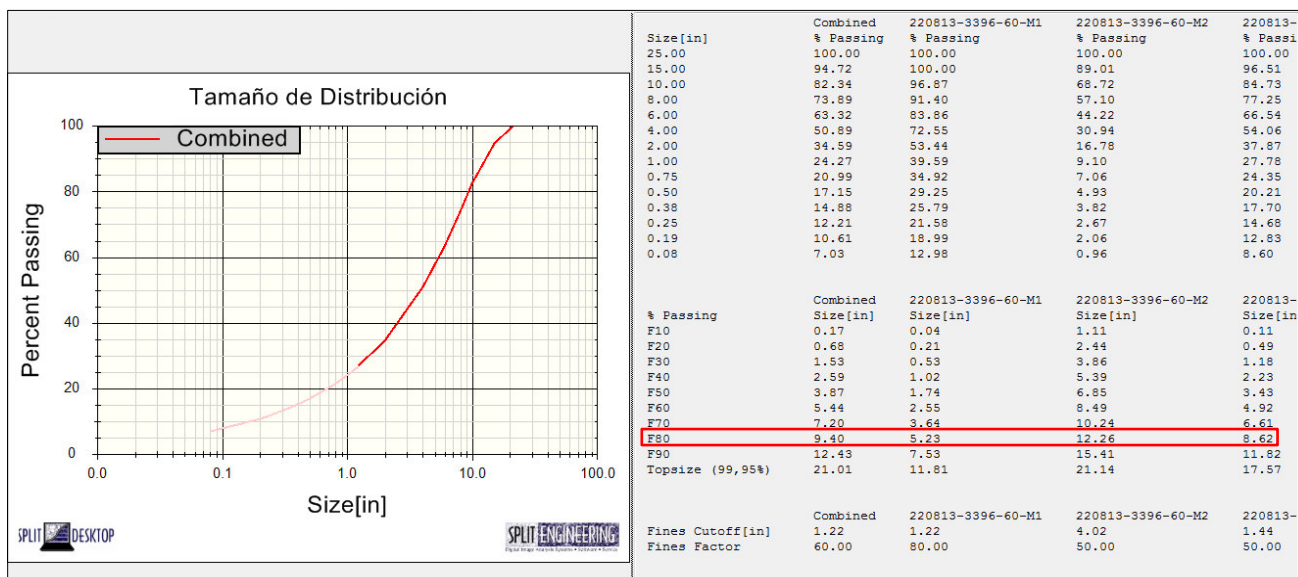


Figura 9-18: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3396-16

9.3.3. Reducción de malla de perforación a 4.6 x 3.6 y variación de tiempos de detonación entre taladros y filas

Con los cambios realizados en los Proyectos se logró alcanzar un P80=9.40", sin embargo a razón de alcanzar una mejor fragmentación se continuo con las pruebas reduciendo aún más la malla de perforación, con el objeto de lograr entregar la energía suficiente al macizo rocoso y de esta manera mejorar la fragmentación.

Asimismo se realizó variaciones en los tiempos de detonación de los taladros, se varió el tiempo de retardo entre taladros de 4ms a 3ms y el tiempo entre filas de 70-90ms a 110ms.

La fragmentación se verá favorecida cuando se aproveche al máximo la interacción de ondas generadas por los taladros continuos en una misma fila. Asimismo un adecuado tiempo de salida entre filas generara el intervalo suficiente para lograr un adecuado esponjamiento y acumulación de la pila de material.

9.3.3.1. Prueba 1: Disparo 3378-01

- **Parámetros de diseño del proyecto**

Disparo con objetivo de llegar al banco 3378, se realizó la segunda reducción de malla de perforación a 4.6m de burden, asimismo se varió en otros parámetros tal como lo describe la siguiente figura:

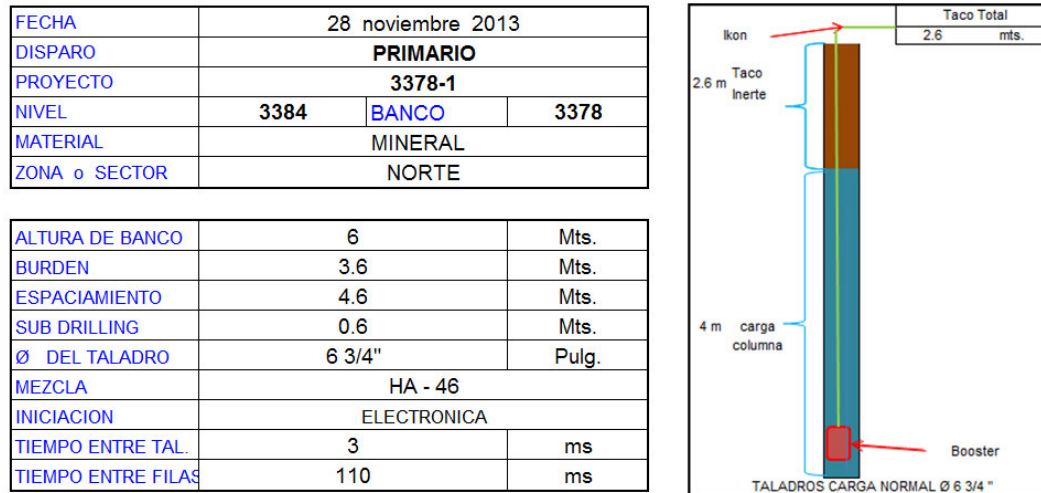


Figura 9-19: Parámetros de diseño Proyecto 3378-01

- **Malla de perforación**

En el proyecto 3378-1 estuvo constituido por 162 taladros de producción y 36 taladros Buffer. El volumen del material roto fue de 17283 m³ y se usó una cantidad de explosivo total de 20266 kg (nitrato de amonio 11429 kg, emulsión matriz 8106 kg, petróleo diésel 227 gl). El factor de potencia para este proyecto fue de 0.49 kg/Tn.

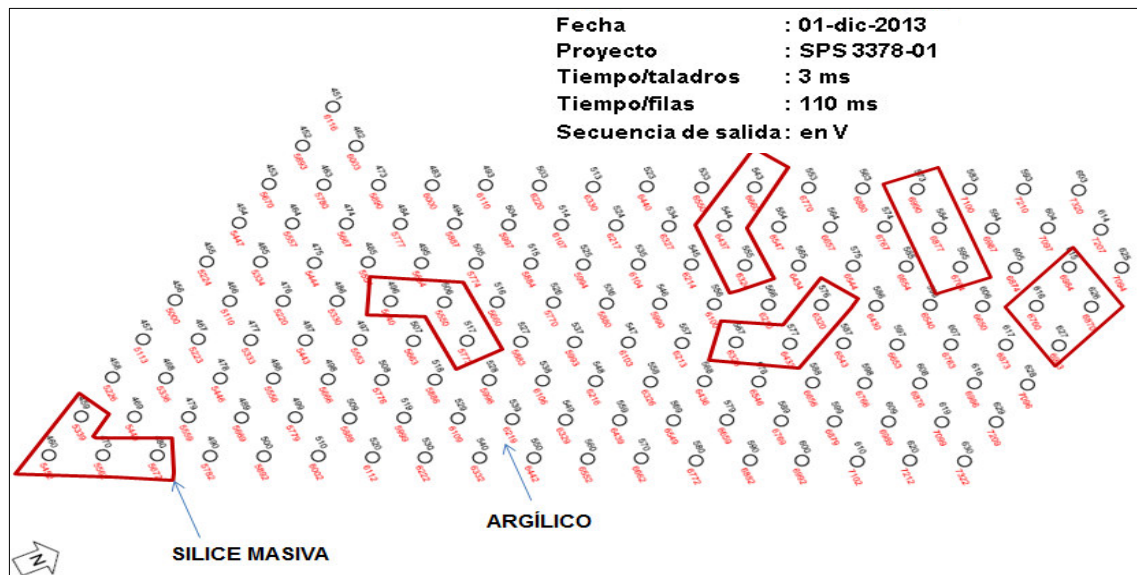


Figura 9-20: Polígonos de sílice masiva dentro del proyecto 3378-01

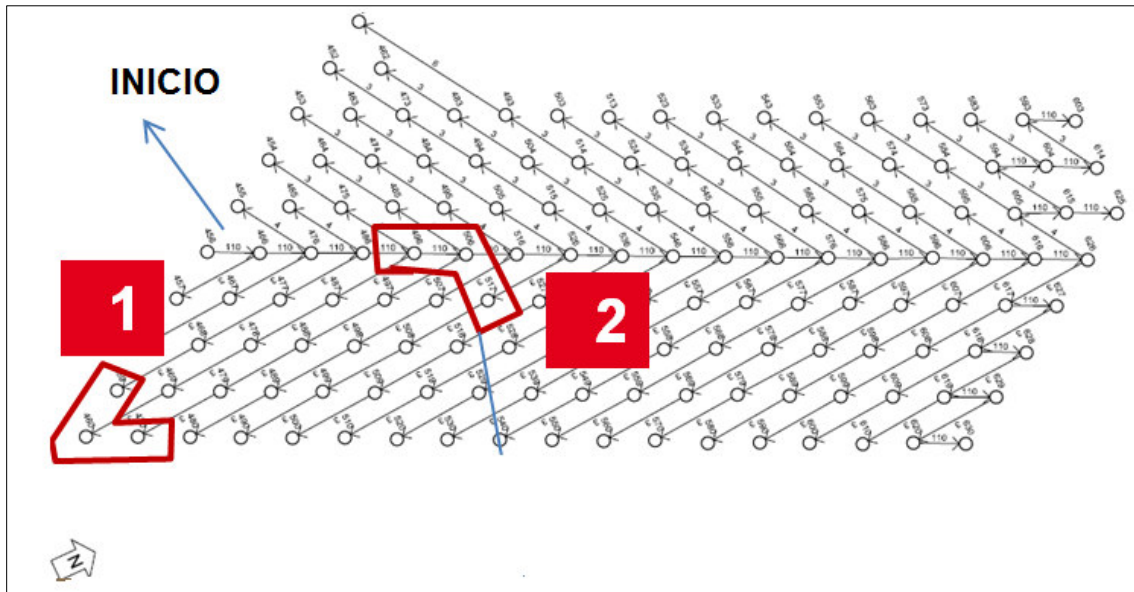


Figura 9-21: Diseño de salida en V, para el proyecto 3378-01

- **Análisis de fragmentación**

Las primeras muestra se obtuvieron a partir del 30 de noviembre, debido al stock con el que se contaba y a la ley baja que poseía los polígonos del Proyecto. Las primeras muestras obtenidas de dicho frente de minado fueron de 3 fotos, y provinieron del polígono 02. Las curvas de distribución se aprecian en el siguiente reporte:

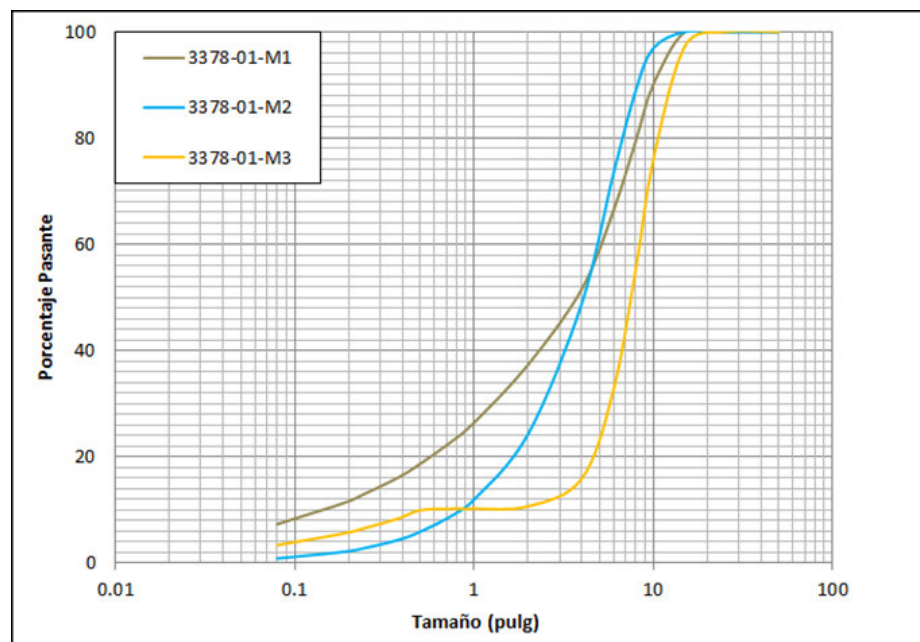


Figura 9-22: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3378-01

El reporte combinado que se obtiene a partir de las muestras analizadas, se presenta en el siguiente gráfico. Se observa que el P80 obtenido es de 8.8 pulg.

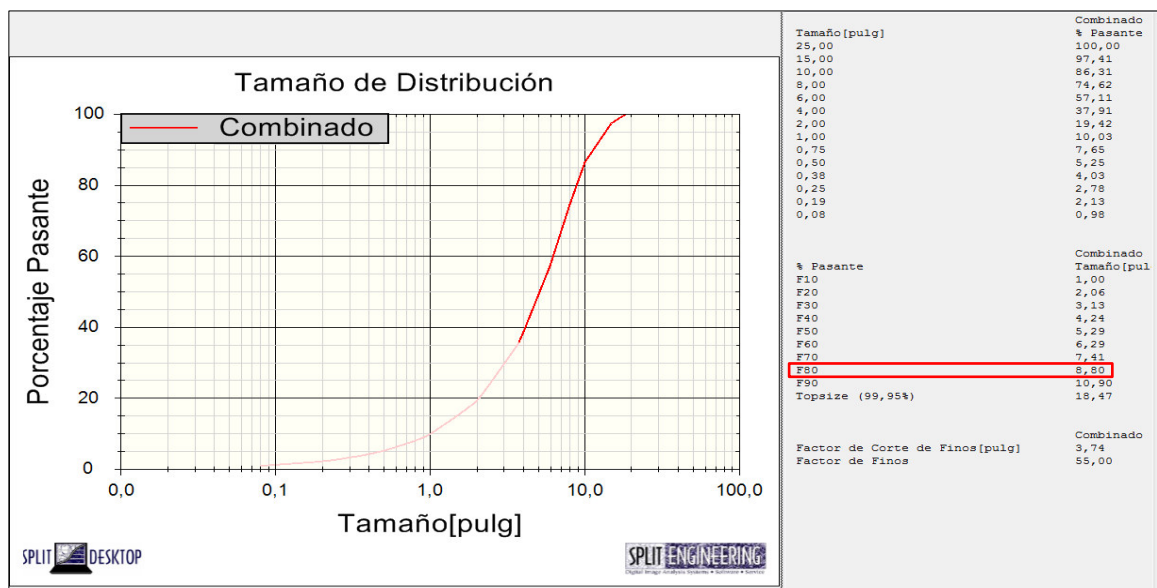


Figura 9-23: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3378-01

9.3.3.2. Prueba 2: Disparo 3384-22

- **Parámetros de diseño del proyecto**

En este proyecto 3384-22 se buscó ver el resultado que se obtenía tras disminuir aún más el tiempo de salida entre taladros, donde se llevó de 4ms a 2 ms, los demás parámetros se mantuvieron constantes.

FECHA	02 diciembre 2013		
DISPARO	PRIMARIO		
PROYECTO	3384-22		
NIVEL	3390	BANCO	3384
MATERIAL	MINERAL		
ZONA o SECTOR	NORTE		

ALTURA DE BANCO	6	Mts.
BURDEN	3.6	Mts.
ESPACIAMIENTO	4.6	Mts.
SUB DRILLING	0.6	Mts.
Ø DEL TALADRO	6 3/4"	Pulg.
MEZCLA	HA - 64	
INICIACION	ELECTRONICA	
TIEMPO ENTRE TAL.	2,3	ms
TIEMPO ENTRE FILAS	110	ms

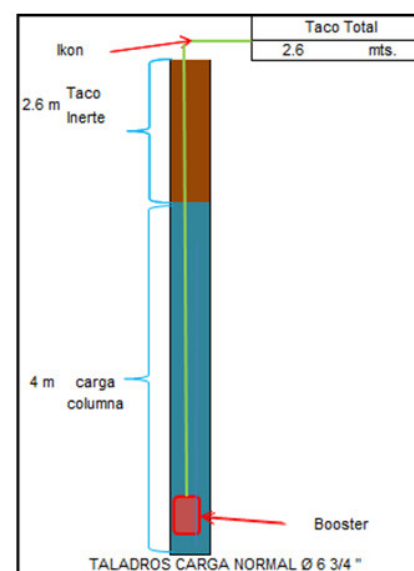


Figura 9-24: Parámetros de diseño Proyecto 3384-22

- **Malla de Perforación**

En el proyecto 3384-22 estuvo constituido por 163 taladros de producción. El volumen del material roto fue de 16500 m³ y se usó una cantidad de explosivo total de 17948 kg (nitrato de amonio 6748 kg, emulsión matriz 10768 kg, petróleo diésel 134 gl). El factor de potencia para este proyecto fue de 0.46 kg/Tn.

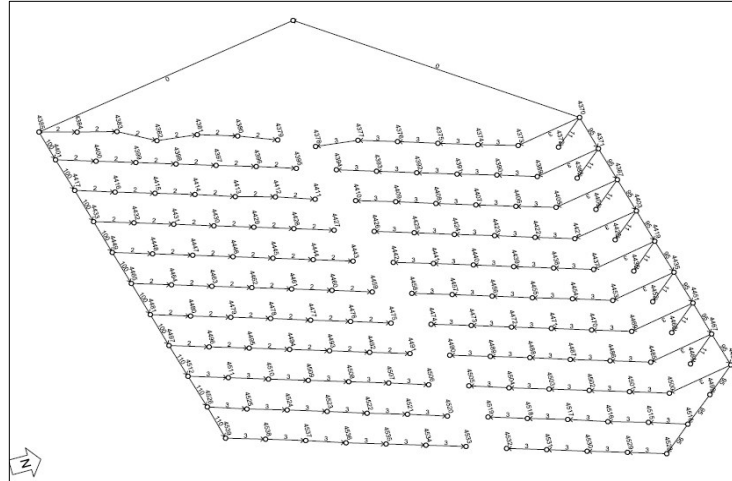


Figura 9-25: Malla de perforación Proyecto 3384-22

- **Análisis de fragmentación**

Las primeras muestra se obtuvieron el 05 de diciembre. Se obtuvieron imágenes del Proyecto 3384-22 ubicado en los frentes de minado de los polígonos 60, 61,62 en posteriores días. Las muestras obtenidas de dicho frente de minado fueron de 3 fotos.

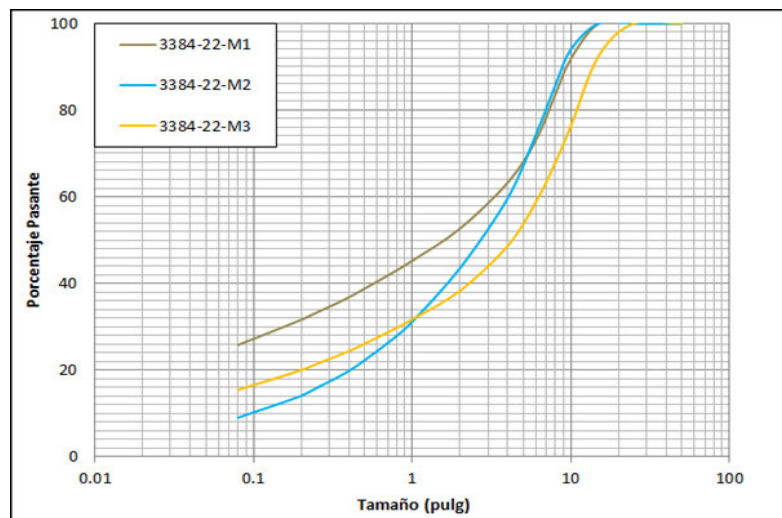


Figura 9-26: Curvas de distribución para las muestras obtenidas del Proyecto 3384-22

El reporte combinado que se obtiene a partir de las muestras analizadas, se presenta en el siguiente gráfico. Se observa que el P80 obtenido es de 8.4 pulg.

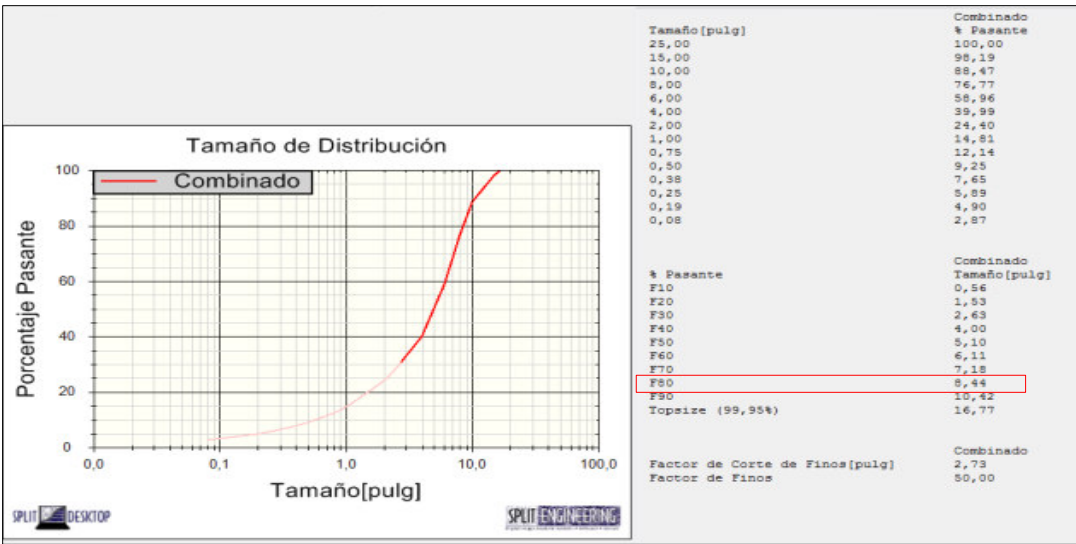


Figura 9-27: Reporte de fragmentación para el Proyecto 3384-22

Se observa tras el disparo que para los cambios efectuados en el proyecto, se obtuvo una mejora en la uniformidad de la fragmentación, buen aprovechamiento de la energía para la rotura del material, buen esponjamiento y desplazamiento.



Figura 9-28: Vista en campo de resultado del disparo del Proyecto 3384-22

CAPÍTULO X

ANÁLISIS DE RESULTADOS

10.1. Fragmentación

Se muestra el resumen de las pruebas realizadas con su respectivo valor de P80. Se observa que el primer ajuste realizado a los diseños de Voladura Primaria no significó una mejora significativa pues la fragmentación que se observó en campo y corroborada con las muestras obtenidas de los frentes de minado del respectivo proyecto generó una fragmentación que superaba la necesidad mínima de planta de procesos el cual era de un Pasante 80 de 10 pulgadas. Sin embargo gracias a ello se obtuvo mejoras en otros resultados como disminución de gases nitrosos (NOx), se estandarizó el uso de stemming de roca triturada a una malla de 1.5".

Mes de las Pruebas		Junio Pruebas 1	Agosto Pruebas 2	Noviembre Pruebas 3	Diciembre Pruebas 4
Banco		3402	3396	3378	3384
Proyecto		16	16	1	22
Diámetro	pulg	6 3/4	6 3/4	6 3/4	6 3/4
H Banco	m	6	6	6	6
Burden	m	4.7	4.7	3.6	3.6
Espaciamiento	m	5.5	5.5	4.6	4.6
Subdrilling	m	0.6	0.6	0.6	0.5
Taco	m	3	3	2.6	2.6
Iniciación		Electrónica	Electrónica	Electrónica	Electrónica
Mezcla		HA 64	HA 64	HA 64	HA 64
F.P	Kg/ Ton	0.31	0.31	0.49	0.46
T entre taladros	ms	4	4	3	2.3
T entre filas	ms	70	70	110	110
P80	pulg	11.2	11.2	8.8	8.4

Tabla 10-1: Resumen proyectos de pruebas

La variación de los parámetros de perforación traducidas en reducción de burden y espaciamiento significa el empleo de más explosivo en una misma área, lo cual se traduce en incremento de costos para la compañía, sin embargo desde un enfoque sistémico con un modelo de aproximación global del arranque y procesamiento de mineral, lograr resultados en estas actividades unitarias significará alcanzar una solución óptima para la fragmentación de la roca que maximizará el beneficio de la operación global (máximo valor por roca volada). Dicha reducción de la malla así como la disminución de la longitud del stemming y por consiguiente aumento de la columna de carga, la cual buscaba seguir obteniendo mejoras en la fragmentación de las zonas superiores del banco, obtuvo mejoras en los resultados a nivel de uniformidad y fragmentación.

La variación que se realizó en los Proyectos Primarios de Voladura significó la reducción de tiempo de salida entre taladros de 5 ms, 4ms, que normalmente se venían ejecutando en disparos anteriores, a un tiempo de retardo de 3ms. Asimismo la prueba realizada con un tiempo de salida entre taladros de 2ms generó muy buenos resultados visibles en campo y corroborados con los reportes de fragmentación diarios. Sin embargo tal tiempo de salida generó un incremento en la velocidad pico partícula (Vpp) según registro realizado en el punto de monitoreo establecido en el dique de mina. El reporte del control realizado en el punto de monitoreo dique de mina, se muestra en el Anexo D.

La siguiente figura muestra la distribución granulométrica para las cuatro pruebas realizadas. El Proyecto 3402-16 donde se disparó con la malla y los tiempos de salida inicial muestra una fragmentación gruesa con una menor uniformidad de tamaños productos de la voladura, aun así tiene un X50 de 5.87 pulg el cual se considera una valor relativamente bajo. El proyecto 3396-16 tiene el menor X50 de los disparos que es de 3.87 pues como se observa presenta una distribución que cubre un menor ancho en el primer tramo de la gráfica. Los proyectos 3378-1 y 3384-22 presentan una distribución más cerrada lo cual se traduce en una fragmentación más homogénea. Aunque al comparar estos últimos disparos se aprecia un mejor rendimiento en los primeros tramos de la gráfica para el caso del proyecto 3384-22.

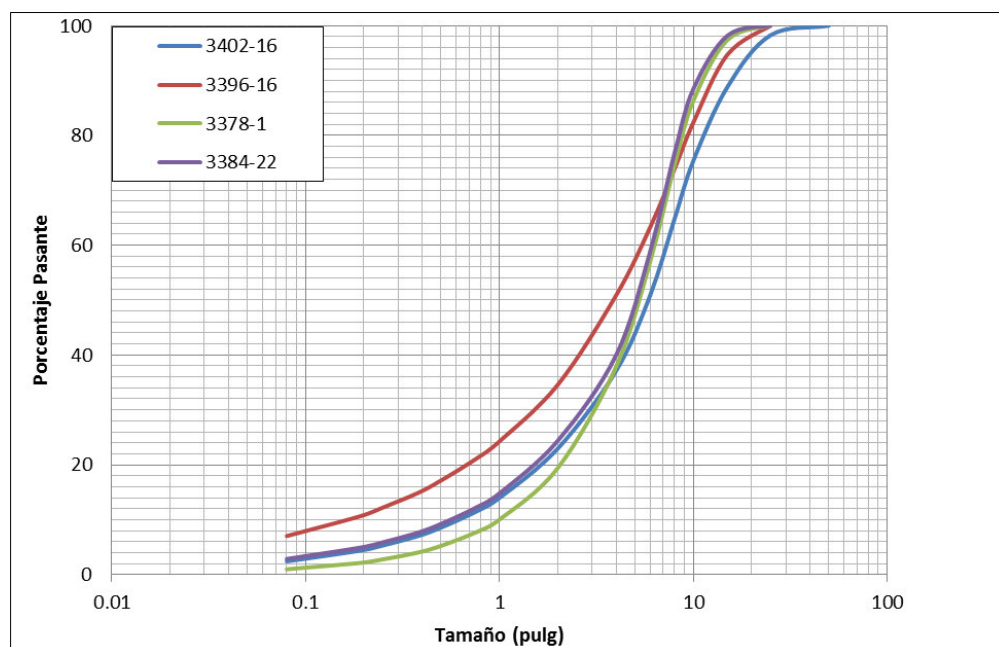


Figura 10-1: Comparación de resultados de fragmentación para los proyectos de prueba

De las distribuciones granulométricas de los proyectos se presentan el siguiente cuadro con el X50, el X80 y el Top size (aquel tamaño de tamiz que genera que el 99.95% de la masa pase). De aquí se puede observar que los valores más homogéneos pertenecen a los Proyectos 3378-01 y 3384-22 mientras que el 3402-16 presenta una distribución no uniforme, presentándose un 20% aproximadamente de la fragmentación en tamaños que llegan hasta 29.39 pulg.

PROYECTOS PRIMARIOS DE PRUEBA	3402-16	3396-16	3378-01	3384-22
X50	5.87	3.87	5.29	5.1
X80	11.16	9.4	8.8	8.44
Top size (99.95%)	29.39	21.01	18.47	16.77

Tabla 10-2: X50, X80 y Top size

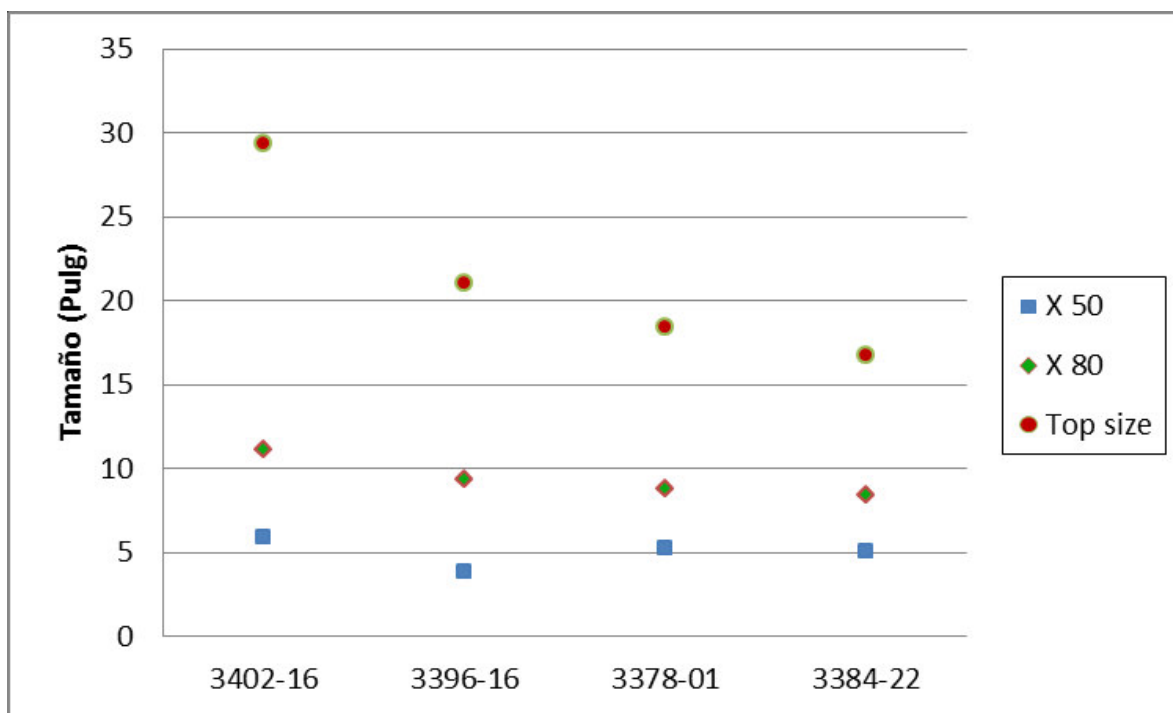


Figura 10-2: Ploteo de los puntos característicos para la distribución de cada Proyectos de Prueba

La estimación de finos se realizó ajustándola a la ecuación de Schuman o Rosin Ramler. Se determinó la regresión para los datos bajo la corrección de finos y se eligió la de mayor correlación. En el siguiente tabla 9-3 se muestra el ajuste y correlación para cada distribución:

PROYECTOS PRIMARIOS DE PRUEBA	3402-16	3396-16	3378-01	3384-22
RosRam Uniformity	1.02	0.8	1.01	0.61
RosRamX50	5.08	3.22	4.1	2.08
RosRam R2	0.99	0.97	0.93	0.91
Schuhmann Slope	0.67	0.51	0.71	0.37
Schuhmann X50	6.19	3.91	4.85	2.44
Schuhmann R2	0.99	1	0.99	0.99

Tabla 10-3: Ajuste de finos en los proyectos de prueba

Debido a las dos reducciones de la malla de perforación hasta alcanzar el valor de 4.6 x 3.6m el factor de potencia se incrementó como se proyectó en un cálculo inicial. Los factores de potencia reales, obtenido de los protocolos de voladura tras ejecutarse los disparos, se han ploteado en forma conjunta con el P80 de los proyectos. Se puede apreciar que para los cambios ejecutados, el P80 de los proyectos ha variado en forma inversa a los incrementos del factor de potencia. El factor de potencia promedio de los últimos disparo (0.47 Kg/Ton) significa un incremento de 38% respecto al promedio de los primeros 6 meses en el 2013 el cual es de 0.34 Kg/Ton.

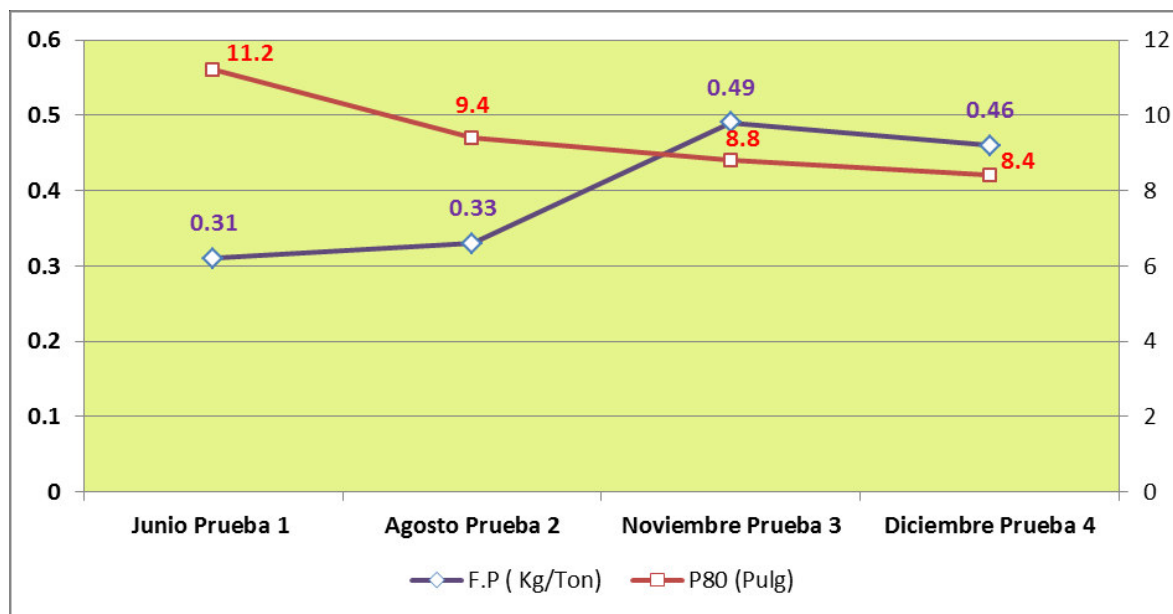


Figura 10-3: Comparación del factor potencia real vs P80

Desde junio del 2013, el control de los resultados de la fragmentación se controló con mayor énfasis, tomándose muestras de los frentes de minado de los proyectos cada día. Se muestreo como mínimo con 9 fotos por día, para los proyectos disparados, ello generó la conformación de data con el cual se obtuve reportes diarios y por

conseguinte información para poder determinar el promedio mensual en términos de fragmentación, el cual se muestra en el siguiente gráfico junto con los factores de potencia mensual. Dicho grafico muestra los valores alcanzados en la operación en Minera la Zanja, tras la ejecución e implementación de los cambios en el diseño de Perforación y Voladura. Se observa que durante los tres primeros meses de empezado las pruebas hubo una mejora leve de los resultados, sin embargo es desde setiembre donde se evidencia una tendencia a la disminución de los valores llegando en diciembre a obtenerse un P80 de 8.17 pulg.

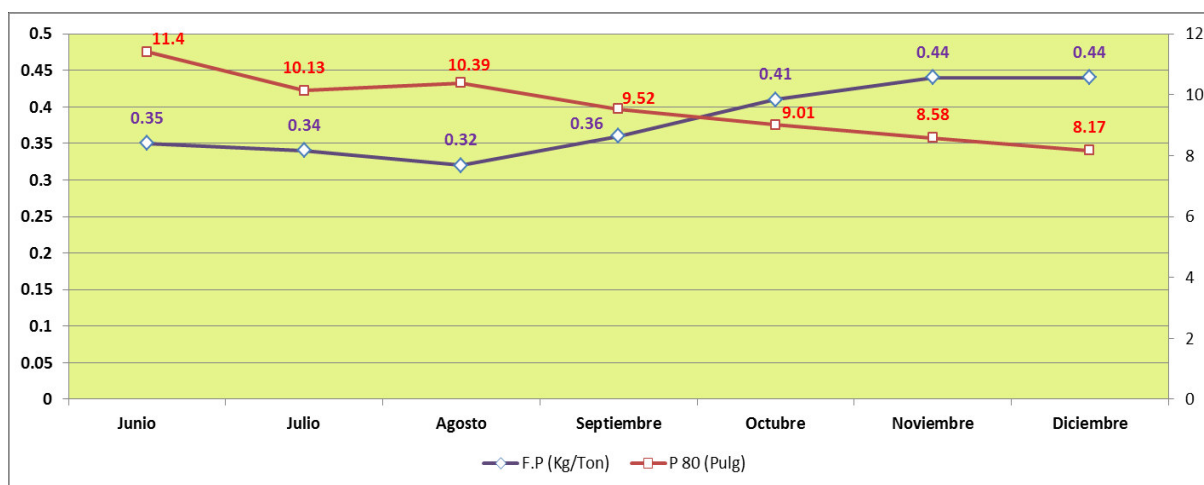


Figura 10-4: Comparación del factor de potencia real vs P80 mensual

10.2 Recuperación del Au

La recuperación promedio que se maneja en la operación de Minera La Zanja, es del 67.4% para ley de Au y 30.4% para la ley de plata, según se muestra en el siguiente reporte en la figura 9-5:

Columna	FCN Riego, ppm	Ratio S/M	Tiempo, d	% Extracción con t = 9 días			Ley Cabeza Ensayada, g/t			Ley Cabeza Calculada, g/t		
				Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	50	1.34	9	63.8	28.9	9.3	0.670	9.59	143.8	0.792	10.67	151.7
2	80	1.24	9	67.4	30.4	10.5	0.670	9.59	143.8	0.780	11.12	144.4

Figura 10-5: Reporte de recuperación de Au actual en el Pad de lixiviación

Para efecto de determinar la influencia de la disminución del tamaño de los fragmentos en la recuperación del Au en el Pad de lixiviación se realizó unas pruebas en laboratorio, para columnas de 12", 6", 1", partiendo de una distribución de tamaños por tamices y variando los ratios de solución/mineral para ver el comportamiento en la recuperación. La siguiente tabla 9-4 muestra el resumen de los resultados, asimismo

se realizó un ajuste lineal con los resultados obtenidos y de ello para nuestro caso en el P80 alcanzado de 8.15 pulgadas, la recuperación asociada sería de un 70.45%. Con lo que se logró alcanzar una mejora de 3.05% en la recuperación del Au.

COLUMNA -12"		COLUMNA -6"		COLUMNA -1"	
Malla	Peso (kg)	Malla	Peso (kg)	Malla	Peso (kg)
-12"+8"	1859.4	-6"+4"	2616	-1"+1/2"	116
-8"+6"	947.3	-4"+2"	1580.7	-1/2"+1/4"	123.4
-6"+4"	961.8	-2"+1"	856.8	-1/4"+10M	64.2
-4"+2"	1313.7	-1"+1/2"	334.3	-10M	72.1
-2"+1"	886	-1/2"+1/4"	277.2	Total	375.1
-1"+1/2"	354.8	-1/4"+10M	299.9		
-1/2"+1/4"	297.1	-10M	535.1		
-1/4"+10M	316.2	Total	6500		
-10M	563.7				
Total	7500				

P80	S/O	% Au
12"	1.2	67.4
6"	1.3	71.33

Recuperación (%)	x (pulg)
70.45	8.15

Tabla 10-4: Ensayo de laboratorio para determinación de recuperación de Au

10.3. Económicos

Los cambios en las variables en los proyectos Primarios de Voladura fueron planteadas y ejecutadas buscando la mejora en la fragmentación del mineral roto. Tales cambios, significaron un impacto en los costos debido a la modificación en mallas, incremento de longitud de carga, uso de detonadores electrónicos, etc.

De todas las variables modificadas la reducción de la malla de perforación es una medida agresiva pero necesaria para el logro de los resultados. Tal modificación como era previsible significó un aumento en los costos perforación y Voladura. Se realizó por ello un control del impacto, que variación significaría en el uso de los explosivos debido que el área de mina Cía. se encarga del control de dichos costos y se contaba con un presupuesto mensual ya establecido.

- **Perforación**

En lo referido a perforación como costo para la empresa la realización de los cambios en las mallas de perforación para las pruebas 1 y 2 no significó un aumento en los

costos ya que la empresa contratista asumió la perforación hasta una malla de 4.3x5m permaneciendo el costo en 0.148 \$/Ton. Dicha negociación significo el ahorro para la empresa de 40000\$.

Por otro lado para las pruebas 3 y 4 el costo adicional de perforación fue de 0.028 \$/Ton contemplado para la reducción de malla a 3.6x4.6m ya que tal costo fue considerando la comparación con la malla 4.3x5m, pues era la asumida por el contratista.

PROD TAL	BFTAL	TONELAJE	VOLUMEN (m3)	SUPERFICIE PERFO (m2)	AREA TAL	ZONA	ÁREA
630	99	288616	121574	18420	25.3	NORTE	41633
856	52	363709	153205	23213	25.6		
169	44	88157	37134	5626	26.4		
621	97	272166	114644	17370	24.2	SUR	22997
2276	292	1012648		64630			

	B	S	AREA TAL	TOTAL TAL	TOTAL m
MALLA NORMAL	4.3	5	21.5	3006	19840
MALLAS REDUCIDA	3.6	4.6	16.56	3584	23652

578

Variación de m perforados

3812.5

Datos PERFORADO	SKF	DM45	UNIDAD
VELOCIDAD	40	38	m/hr
COSTO	326.09	255.14	\$/hr

		M PERF	HR MÁQUINA	COSTO
60%	SKF	2287.5	57.2	18648
40%	DM45	1525	40.1	10239

Variación en U\$D

28888

Tabla 10.5: Costo de perforación, 2da reducción de malla

El número de taladros adicional que se perforara será de 578, los cuales sumaran 3812.5 metros. El aumento de la perforación será realizado por el trabajo de las perforadoras: SKF con una incidencia de 60%, hará uso de 57.2 hr maquina generando un costo de 18648 U\$D y DM45 con una incidencia del 40%, hará uso de 40.1 hr maquina generando un costo de 10239 U\$D.

- **Voladura**

Para la prueba 1 la malla inicial de 4.7m x 5.5m se respetó, la variación obedeció a la utilización de material para la columna de stemming, e inicio de incremento de la carga por taladro, el costo de voladura es 0.25 \$/Ton

Para las pruebas 2 la malla se redujo a 4.3 x 5m, lo cual evidentemente significó un incremento en el uso de los explosivo, asimismo el incremento de la longitud de carga y el uso de HA 64 como explosivo casi exclusivo en los disparo genero un incremento de los costos en 0.06 \$/Ton ya que llegó a un valor de 0.31\$/Ton.

MALLA INICIAL			FC	Factor de carga		0.29
Burden (B)	4.7		Q Tal	Masa de explosivo por taladro en Kg		108
Espaciamento (S)	5.5		V Tal	Volumen de tal disparado en m3		155
Altura de banco (H)	6		Dr	Densidad de la roca en ton/m3		2.37
Sobreperforación (m)	0.6		Qtal	Masa de explosivo por taladro en Kg		108
			L	Altura cargada cone xplosivo (m)		3.6
			φ	Diámetro de perforación (m)		0.171
Diámetro en pulg.	6.75		De	Densidad de carga de explosivo (ton/m3)		1300
De en g/cm3	1.3					
Material roto	426558	m3				
Número de taladros	2500	tal				
EXPLOSIVO	UNID	PRECIO	CANT	USD		
Agente de voladura total	Kg	-	297151	-		
Nitrato de Amonio	Kg	0.69	111722	77088	Emulsión a granel (kg)	60%
Emulsión Matriz	Kg	0.66	178279	117664	NA (Kg)	38%
Petróleo Diesel (D2)	Kg	-	7150	-	D2 (Kg)	2%
Booster HDP (1 Lib)	EA	4.76	2500	11901		
Exanel 700,800 ms	EA	2.27	1250	2838	Tal	
Detonadores I-KON	EA	25.77	1250	32215	17ms	84%
Det. Ensamblado	EA	0.63	50	32	42ms	5%
Retardo n msx 7m	EA	4.28	1442	6172	25ms	26%
Cable de disparo	200 m	25.51	125	3189		115%
COSTO DE EXPLOSIVO				251098	\$	
				0.25	\$/Ton	

Tabla 10-6: Costo de voladura, 1era prueba

PRUEBA 2			FC	Factor de carga		0.37
Burden (B)	4.3		Q Tal	Masa de explosivo por taladro en Kg		114
Espaciamento (S)	5		V Tal	Volumen de tal disparado en m3		129
Altura de banco (H)	6		Dr	Densidad de la roca en ton/m3		2.37
Sobreperforación (m)	0.6		Qtal	Masa de explosivo por taladro en Kg		114
			L	Altura cargada cone xplosivo (m)		3.8
			φ	Diámetro de perforación (m)		0.171
Diámetro en pulg.	6.75		De	Densidad de carga de explosivo (ton/m3)		1300
De en g/cm3	1.3					
Material roto	426558	m3				
Número de taladros	3006	tal				
EXPLOSIVO	UNID	PRECIO	CANT	USD		
Agente de voladura total	Kg	-	377120	-		
Nitrato de Amonio	Kg	0.69	141788	97834	Emulsión a granel (kg)	60%
Emulsión Matriz	Kg	0.66	226258	149330	NA (Kg)	38%
Petróleo Diesel (D2)	Kg	-	9074	-	D2 (Kg)	2%
Booster HDP (1 Lib)	EA	4.76	3006	14309		
Exanel 700,800 ms	EA	2.27	1503	3412	Tal	
Detonadores I-KON	EA	25.77	1503	38733	17ms	84%
Det. Ensamblado	EA	0.63	60	38	42ms	5%
Retardo n msx 7m	EA	4.28	1734	7421	25ms	26%
Cable de disparo	200 m	25.51	150	3834		115%
COSTO DE EXPLOSIVO				314910	\$	
				0.31	\$/Ton	

Tabla 10-7: Costo de voladura, 2da prueba

En las pruebas 3 y 4 viendo la necesidad de una mejora más significativa de los fragmentos del mineral roto, se realizó una segunda reducción y se usó detonadores electrónicos casi en totalidad para los disparos en mineral, manteniendo el uso del HA64 género un incremento en los costos a 0.42\$/Ton.

PRUEBA 3 y 4		FC	Factor de carga	0.51
Burden (B)	3.6	Q Tal	Masa de explosivo por taladro en Kg	120
Espaciamiento (S)	4.6	V Tal	Volumen de tal disparado en m3	99
Altura de banco (H)	6	Dr	Densidad de la roca en ton/m3	2.37
Sobreperforación (m)	0.6	Qtal	Masa de explosivo por taladro en Kg	120
		L	Altura cargada cone xplosivo (m)	4
		φ	Diámetro de perforación (m)	0.171
Diámetro en pulg.	6.75	De	Densidad de carga de explosivo (ton/m3)	1300
De en g/cm3	1.3			
Material roto	426558	m3		
Número de taladros	3903	tal		

EXPLOSIVO	UNID	PRECIO	CANT	USD		
Agente de voladura total	Kg	-	515388	-		
Nitrato de Amonio	Kg	0.69	193774	133704	Emulsión a granel (kg)	60%
Emulsión Matriz	Kg	0.66	309213	204081	NA (Kg)	38%
Petróleo Diesel (D2)	Kg	-	12402	-	D2 (Kg)	2%
Booster HDP (1 Lib)	EA	4.76	3903	18577		
Exanel 700,800 ms	EA	2.27	1951	4430	Tal	
Detonadores I-KON	EA	25.77	1951	50287	17ms	84%
Det. Ensamblado	EA	0.63	78	49	42ms	5%
Retardo n msx 7m	EA	4.28	2251	9634	25ms	26%
Cable de disparo	200 m	25.51	195	4978		115%
COSTO DE EXPLOSIVO				425740	\$	
				0.42	\$/Ton	

Tabla 10-8: Costo de voladura, 3era Prueba

La siguiente gráfica muestra la curva de costos de voladura y factor de potencia desarrollado en el año 2013.

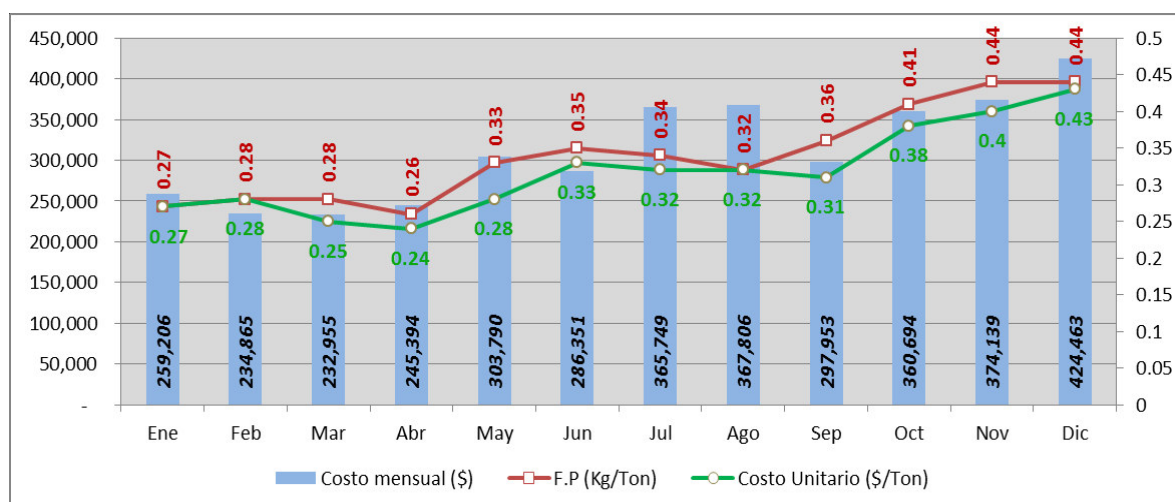


Figura 10-6: Costo mensual y unitario

- **Comparación de costos vs ingresos**

Se presenta el gráfico comparativo de los ingresos netos adicionales tras el alcance y mantenimiento del P80 en las pruebas realizadas versus el incremento de los costos de perforación y voladura ocasionados por la implementación de las variantes en los proyectos Primarios de voladura del Tajo San Pedro Sur.

Como se observa, el incremento en los costos de perforación y voladura no es significativo si se compara con los beneficios por el incremento de la recuperación al entregar al Pad un mineral roto más uniforme y con una fragmentación de cerca de una malla de 8”.

Con un P80 de 11.2” producto de la prueba 1 (P80 cercano al promedio base de la fragmentación 11.4”) se obtiene un ingreso neto adicional de 0.030 \$/Ton, la cual no representa una mejora significativa. Sin embargo alcanzar un P80 en el Pad de 8.4” significa obtener un ingreso adicional de 0.878 \$/Ton, que justifica el incremento de los costos de perforación y voladura ocasionado en la prueba 4, tal incremento es de 0.199 \$/Ton, lo que nos entrega un ingreso neto alcanzado de 0.679 \$/Ton.

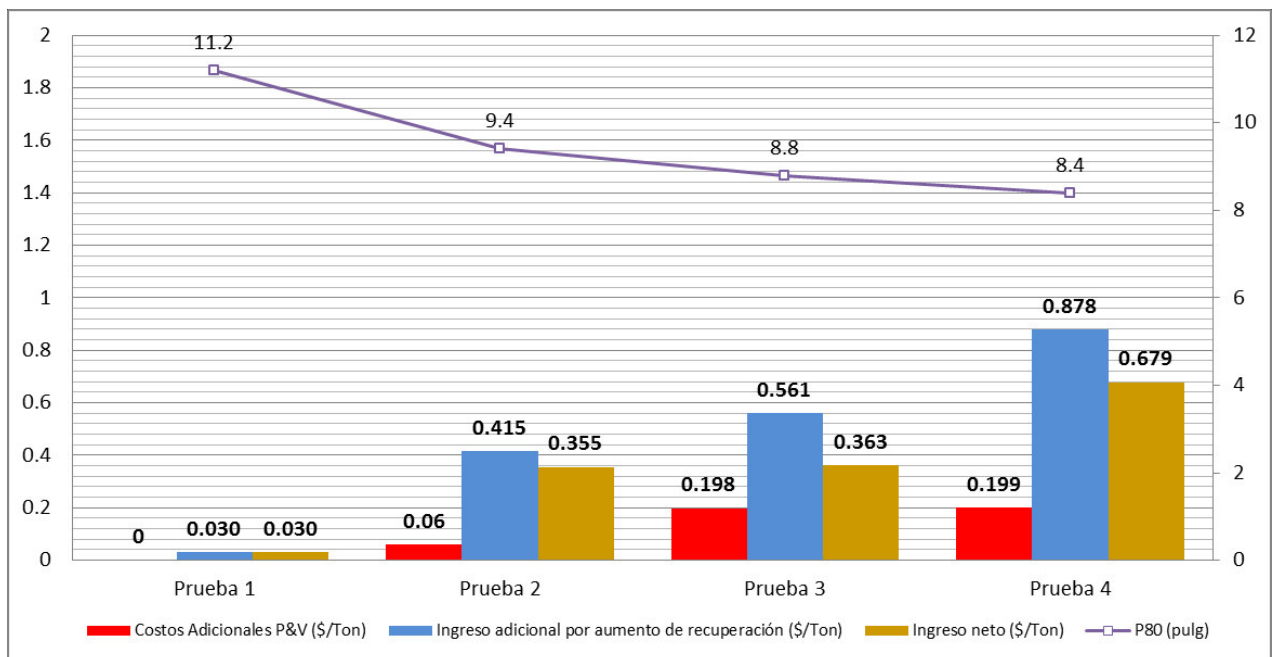


Figura 10-7: Comparación de costos vs ingresos

CONCLUSIONES

- Se logró optimizar la fragmentación de los proyectos primarios de voladura llegando a un valor mensual de P80 de 8.17 pulgadas lo que generó el incremento de la recuperación de 67.4% a un valor promedio de 70.45%. Dicho P80 alcanzado significó la reducción en un 28% respecto al valor de 11.4 pulgadas el cual era promedio del primer semestre del año.
- El costo de perforación y voladura tras la implementación de todos los cambios realizados se incrementó en 0.199 \$/ Tm sin embargo el aumento de 3% en la recuperación significó un aumento en el ingreso de 0.878\$/Tm, con lo que el ingreso neto es 0.6769 \$/Tm.
- Se realizó una caracterización geológica y geomecánica de la zona norte del tajo San Pedro Sur, donde se determinó que la roca es silicificada y en menor proporción argílica con una condición muy alterada, erosionada y agrietada. El RMR de la zona es muy mala con un valor entre 10-25.
- Según la medición de VOD para las mezclas HA46, HA 64 se obtuvo valores de 4246 m/s y 4112 m/s respectivamente, valores que se encuentran dentro del rango normal para el diámetro de 6 3/4 pulg.
- Los problemas operativos principales se refieren a la descalibración del camión fábrica, asimismo a la práctica no adecuada de medición de densidad.
- Para alcanzar los objetivos de fragmentación se revisó las teorías de voladura y se implementó cambios en el factor de potencia, en el tipo y longitud del stemming, tiempo de salida entre taladros y filas y reducción de malla de perforación.
- Se implementó la realización de muestreo para análisis granulométrico, con una frecuencia diaria, para los resultados de voladura a nivel de fragmentación, dichos análisis se almacenan en una base de datos administrada por el área Mina.
- La malla de perforación planteada de 3.6x4.6m es la límite para lograr el objetivo, en vista que de reducirse más se vuelve inoperativa, reduce eficiencia en el explosivo provocando una liberación de energía como proyección de roca.
- La apropiada selección del tipo de material de stemming con la distribución de tamaños y la forma de partículas correcta colabora en mejorar la fragmentación de la roca, reduce la proyección de roca, la vibración y la generación de gases nitroso (NOx).

RECOMENDACIONES

- Los tiempos cortos entre taladros favorecen la fragmentación debido a la interacción de las ondas, sin embargo tal reducción puede generar el incremento de vibraciones las cuales pueden ocasionar Velocidad pico partículas (VPP) superiores a la VPP crítica del macizo y ocasionar daños estructurales a los taludes, por lo que un estudio de vibraciones debe ser realizado.
- El aumento del factor de potencia de los proyectos como producto de la reducción de la malla de perforación puede ser compensando con el uso de emulsiones gasificadas como el SAN-G, las cuales tienen una menor densidad y alta eficiencia.
- La retención de los gases producto de la reacción química del explosivo para su aprovechamiento en la fragmentación de la roca puede ser favorecido con el uso de accesorios como retenedores de gas existentes en el mercado.

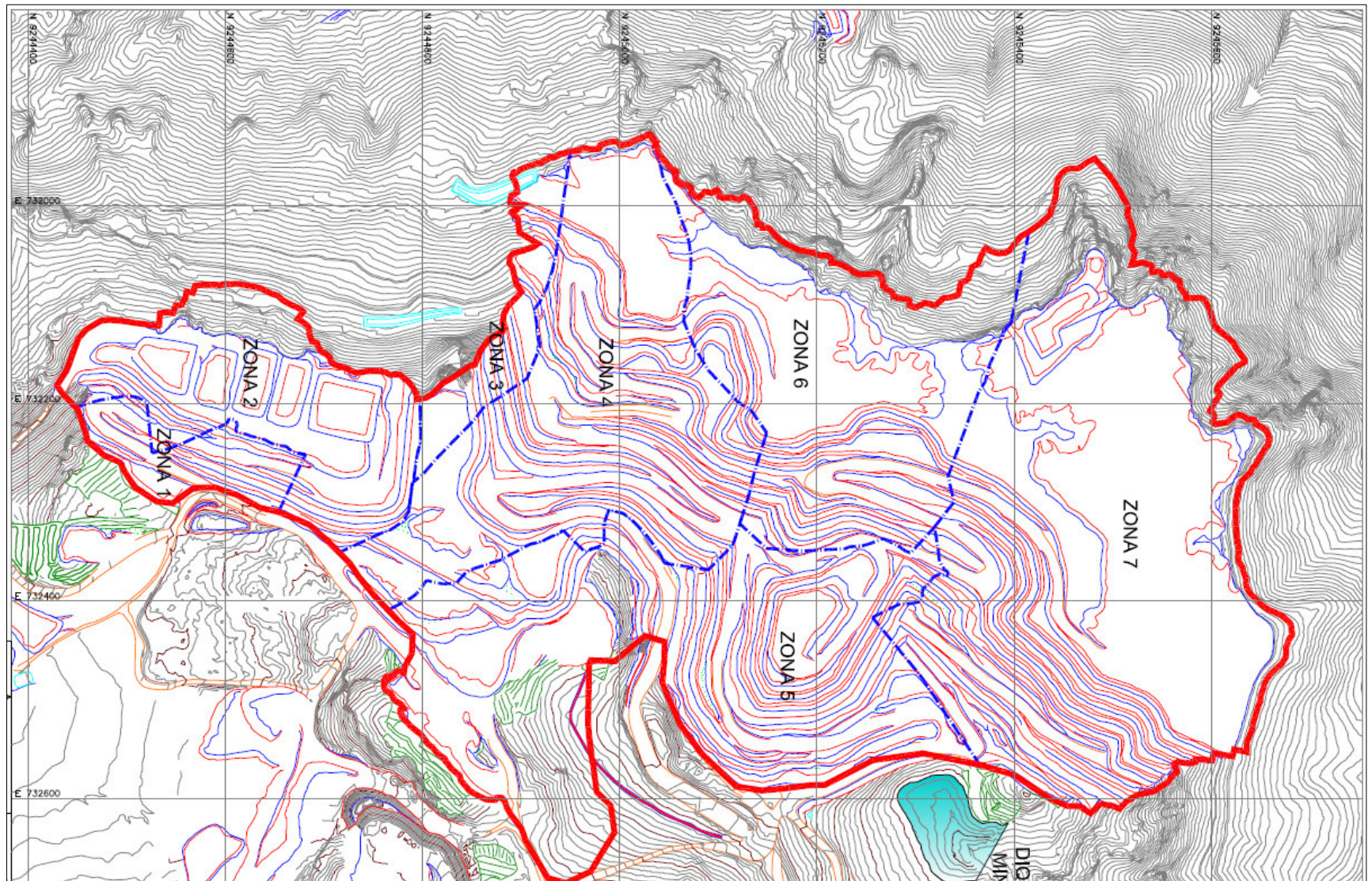
BIBLIOGRAFÍA

1. Aldas G., Bilgin H., Esen S. (2001). Timing Simulation for the Selection of Optimum Delay Time. Department of Mining Engineering, Middle East Technical University, Ankara, Turquía.
2. Álvarez B. (2010). Análisis de la influencia de los modelos de distribución de tamaños de partículas en la determinación de consumos energéticos en molienda mediante el método de Bond. España
3. Armstrong L. and Moxon N. (1993). The effect of confinement on fragmentation and movement. N.S.W. Australia.
4. Cook P, Raimondi R., (1996). Phase-coherent transport in hybrid superconducting structures. School of Physics and Chemistry, Lancaster University.
5. Cowan, B, Outonye O, and Ligon J. (1986). Analysis of stress waves induced from single hole stemmed blast. Michigan Technological University.
6. Cunningham. (2003). The effect of Timing Precision on Control of Blasting effect. Denet solutions
7. Davey Bickford.(2013). Investigación de las dificultades de fragmentación en las voladuras de mineral, informe interno Compañía Minera La Zanja.
8. Dobrilovic M., Znovimir E., Jankovic B.(2005). Measurement in Blast Hole Stem and Influence of Stemming material on Blasting Quality. University of Zagreb
9. Essen (2003). A statistical approach to predict the effect of confinement on the Detonation velocity of commercial explosives. JKRCMC, University of Queensland.
10. Huancaya R. (2010). Operaciones en Minera La Zanja. Instituto de Ingenieros de Mina. Lima
11. Hustrulid W.(1999). Blasting Principles for Open Pit Mining, Volume I. Colorado School of Mines. Págs. 24-59, 125-149, 269-289
12. Kemeny J., Mofya E., Kaunda R., Lever P(2000). Improvements in Blast Fragmentation Model Using Digital Image Processing. University of Arizona. USA
13. Kerhavarz M. (2005). A simple approach for determining detonation velocity of high explosive at any loading density. University of Technology, Iran.
14. Knight Piesold. (2012). Plataforma de Lixiviación en Pilas San Pedro Etapas 3 y 2ª. Informe interno de compañía Minera La Zanja.
15. Lownds (1995). Prediction of fragmentation based on energy distribution of explosive. International Society of Explosives Engineers.

16. Lusk B, Silva J (2009). Field testing and analysis of Blast Utilizing Short Delays with Electronic Detonators. University of Kentucky
17. Mackenzie. (1994). Estado del arte de la Tronadura. ENAEX, Gerencia Técnica. Págs. 69-86, 94-108, 163-178.
18. Outunye F. (1981). Effective Blast hole Stemming. University of the Ohio
19. Persson, Holmberg (1994). Rock blasting and Explosives Engineering. CRC Press
20. Petropolis N, Johansson D., Nyberg U., Novikov E., Beyglou A.(2013). Improved blasting results through precise initiation-result from field trials at the open pit mine. Lulea university, Suecia.
21. Queensland Government. (2011). Management of oxides of nitrogen in open cut blasting. USA
22. Rajpot A. (2009). The effect of fragmentation Specification on Blasting Cost. Queen's University. USA
23. Rojas L. (2013). Informe de Evaluación Matriz Exsa, Informe interno de compañía Minera La Zanja.
24. Rojas L. (2013). Proceso de optimización de la fragmentación 2013 San Pedro Sur, Informe interno de compañía Minera La Zanja.
25. Rorke A. (2007). An evaluation of precise short delay periods on fragmentation in blasting. Vienna Conference Proceeding
26. Sanchidrian J. (2013) ¿Qué función representa mejor la distribución granulométrica de la roca fragmentada? Sipervor 2013, Lima
27. Scott, A. Cocker (1996). Open pit Blast Design- Analysis and Optimization. University of Queensland.
28. Segarra P.(2004). Análisis experimental de la fragmentación, vibraciones y movimiento de la roca en voladuras a cielo abierto. Madrid. España.
29. Split Engineering.(2001). What's new with the digital image analysis software Split-Desktop. USA.
30. Vargas R. (2007). Validación de tronaduras de Producción con gran Diámetro para zonas de Lastre en Minera Escondida. Chile.
31. Yancachajlla D. (2008). Fragmentación para la lixiviación de Oro. VIII Jornadas de Tronadura Asiex 2008. Chile.

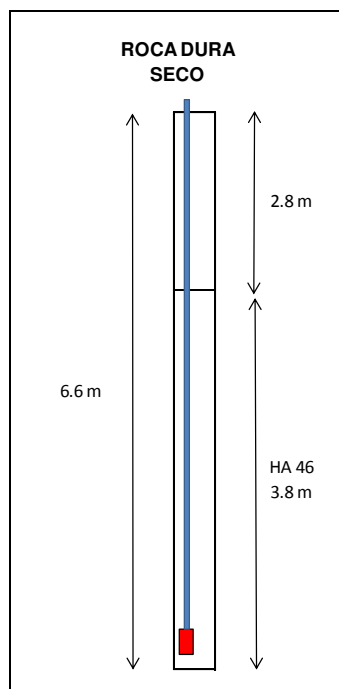
ANEXOS

ANEXO A: ZONIFICACIÓN DEL TAJO SAN PEDRO SUR

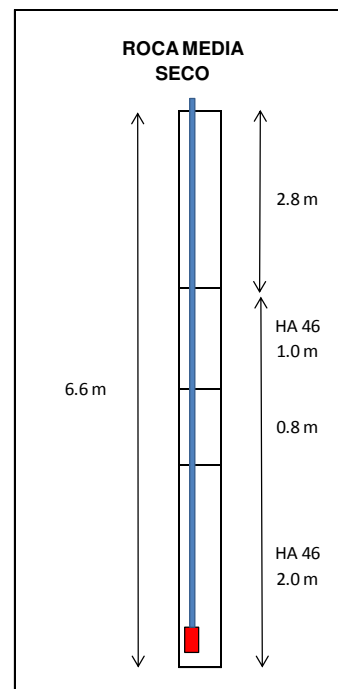


ANEXO B: DISEÑO DE CARGA SEGÚN DUREZA Y PRESENCIA DE AGUA

I. EN TALADROS SECOS CON MALLA 4.3x5m.

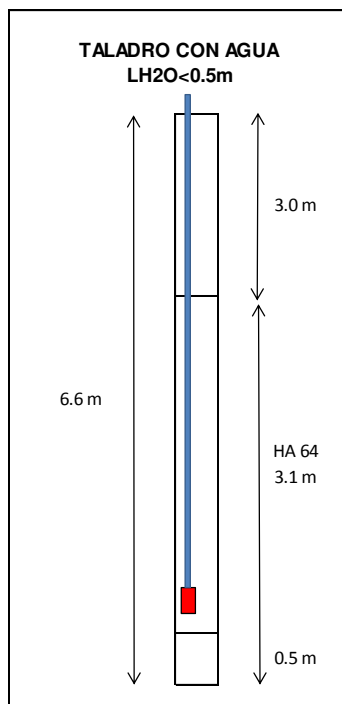


F.P= 0.34 Kg/Ton

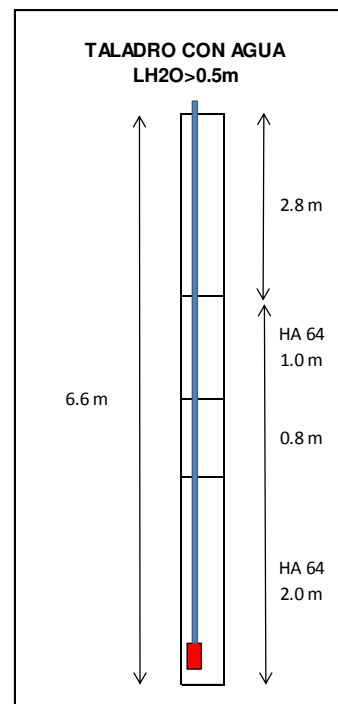


F.P= 0.27 Kg/Ton

II. EN TALADROS CON AGUA CON MALLA 4.3 x 5m



F.P= 0.28 Kg/Ton



F.P= 0.29 Kg/Ton

ANEXO C: RESUMEN DE REPORTES MENSUALES DE FRAGMENTACIÓN

- Agosto

FECHA	CUBICACION DE MATERIAL			DETALLE DE MATERIAL A ANALIZAR						TAJO		PAD	
	UNDER (M3)	OVER (M3)	VOLUMEN MUESTRA FINAL (M3)	BANCO	POLIGONO ZARANDA	POLIGONO FOTOS	N° VIAJES	TAMIZ	N° FOTOS	P80 Tajo (fotos)	Pas 10 pulg Tajo (fotos)	P80 Pad (fotos)	Pas 10 pulg Pad (fotos)
26/07/2013	73.3	23.75	97.05	3402		123	5	10"		-	-	-	-
27/07/2013	78.34	18.76	97.1	3402		124	5	10"		-	-	-	-
03/08/2013	51.62	5.77	64.47	3396		26	3	10"		-	-	-	-
03/08/2013	55.63	4.99	60.62	3444		108	3	10"		-	-	-	-
04/08/2013	48.79	11.33	60.12	3444		108	3	10"		-	-	-	-
04/08/2013	46.76	11.18	57.94	3402		138	3	10"		-	-	-	-
05/08/2013	35.251	48.281	83.532	3402		131	2	10"		-	-	-	-
05/08/2013	29.38	48.684	78.064	3402		138	2	10"		-	-	-	-
06/08/2013	30.956	4.332	35.288	3402		134	2	10"		-	77.9%	-	-
08/08/2013	19.462	15.896	35.358	3402		141	2	10"		-	79.2%	-	-
09/08/2013				3402		148	-	10"		-	84.8%	-	-
10/08/2013	47.27	8.003	66	3402	144	132,147,L5-24	6	10"		-	91.0%	-	94.9%
11/08/2013	32.70	3.60	36.30	3402	152		2	10"		-	-	-	-
12/08/2013	54.82	10.36	65.18	3402	155	143	3	10"	3	-	64.0%	-	-
13/08/2013				3402	156	156	-	10"	3	14.73	57.5%	9.36	83.3%
14/08/2013	49.58	5.95	60.28	3396	44	155	3	10"	3	10.45	77.7%	9.59	81.7%
15/08/2013	49.95	9.85	61.78	3396	44	44	3	10"	3	9.89	80.4%	10.03	79.9%
16/08/2013	50.25	5.77	58	3396	44	44	3	10"	3	8.35	86.7%	8.18	89.98%
17/08/2013	40.36	11.16	52	3396	48	152	3	10"	3	10.09	79.8%	9.78	80.92%
18/08/2013	47	5.46	52	3396	46	45	3	10"	3	10.81	77.5%	8.45	88.18%
19/08/2013	46	13	59.33	3402	162	30	3	10"	3	7.16	92.8%	10.93	73.81%
20/08/2013	-	-		3396	0	48	0	10"	3	9.4	84.3%	9.85	81.20%
21/08/2013	47.75	11.19	58.95	3396	170	50	3	10"	3	7.75	89.1%	9.1	84.42%
22/08/2013	55.69	9.54	60.54	3396	60	60	3	10"	3	9.4	82.3%	-	-
23/08/2013	-	-		3396	-	61	-	10"	3	10.53	77.8%	-	-
24/08/2013	-	-		3396	-	68	-	10"	3	11.16	75.3%	-	-
25/08/2013	-	-		3396	-	54	-	10"	3	-	91.5%	13.73	66.27%
26/08/2013	-	-		3396	-	-	-	10"	3	8.44	87.3%	-	-
27/08/2013	-	-	-	3396	-	74	-	10"	3	9.84	80.8%	9.18	85.14%
28/08/2013	-	-	-	3396	-	77	-	10"	3	9.17	83.3%	8.81	85.31%
29/08/2013				3396		51		10"	3	10.12	79.7%		
29/08/2013	41	9.759	54	3396	78	81	3	10"	3	10.35	79.20%	11.36	72.26%
29/08/2013				3396	-	85	-	-	-	6.99	93.59%		
30/08/2013	50.31	8.980	71.60	3396	87	88	3	10"	3	8.35	95.79%	8.44	87.28%
31/08/2013	-	-	-	3396	-	88		10"	3	6.05	98.99%	8.95	84.85%

- Septiembre

FECHA	DETALLE DE MATERIAL A ANALIZAR						TAJO MLZ		PAD MLZ	
	NIVEL	PROYECTO	MALLA	POLIGONO FOTOS	FACTOR DE POTENCIA	N° FOTOS	P80 Tajo (fotos)	Pas 10 pulg Tajo (fotos)	P80 Pad (fotos)	Pas 10 pulg Pad (fotos)
01/09/2013	3396	19	5x4.33	83	0.3	3	8.67	87.89%	10.46	77.9%
02/09/2013	3396	26	5x4.33	94	0.35	3	8.35	89.59%	7.49	93.21%
03/09/2013	3396	23	5x4.33	97	0.35	3	9.55	70.84%	7.93	88.55%
04/09/2013	3396	23	5x4.33	98	0.35	3	8.90	85.89%	9.84	80.80%
05/09/2013	3396	21	5x4.33	91	0.35	3	8.01	88.65%	8.83	87.32%
06/09/2013	3396	18	5x4.33	69	0.31	3	7.37	90.74%	7.52	92.79%
07/09/2013	3396	21	5x4.33	92	0.35	3	7.72	92.02%	10.73	75.08%
08/09/2013	3396	23	5x4.33	111	0.35	3	15.88	50.12%	12.49	66.51%
09/09/2013	3396	23	5x4.33	110-102	0.35	3	12.09	70.63%	6.63	97.31%
10/09/2013	3396	28	5x4.33	115	0.35	3	6.96	95.42%	8.5	88.30%
11/09/2013	3396	27	5x4.33	113	0.35	3	13.3	65.11%	10.53	76.49%
12/09/2013	3396	28	5x4.33	117	0.35	3	7.98	89.59%	11.05	76.78%
13/09/2013	3396	31	5x4.33	125	0.36	3	11.85	71.32%	7.54	94.10%
14/09/2013	3396	31	5x4.33	123	0.36	3	9.84	91.26%	10.64	76.79%
15/09/2013	3396	31	5x4.33	122	0.36	3	8.77	87.03%	7.45	91.65%
16/09/2013	3396	26	5x4.33	110	0.35	3	7.5	93.20%	9.97	80.18%
17/09/2013	3396	26	5x4.33	107	0.35	3	8.03	88.25%	9.78	81.02%
18/09/2013	3396	31	5x4.33	121	0.36	3	11.63	69.23%	11.44	70.54%
19/09/2013	3396	34	5x4.33	135	0.4	3	7.11	93.44%	8.66	87.72%
20/09/2013	3396	26	5x4.33	110	0.35	3	9.42	84.04%	7.34	90.18%
21/09/2013	3396	31	5x4.33	121	0.36	3	8.72	87.32%	8.44	87.68%
22/09/2013	3396	26	5x4.33	107	0.35	3	10.89	75.98%	11.37	73.51%
23/09/2013	3396	26	5x4.33	108	0.35	3	10.46	77.68%	9.48	81.99%
24/09/2013	3396	37	5x4.33	148	0.39	3	10.51	77.65%	9.69	81.85%
25/09/2013	3396	34	5x4.33	135	0.34	3	9.47	87.83%	10.21	78.94%
26/09/2013	3396	33	5x4.33	155	0.35	3	9.49	82.41%	12.35	68.31%
27/09/2013	3396	33	5x4.33	151	0.36	3	9.66	81.86%	12.31	72.07%
28/09/2013	3390	5	5x4.33	10	0.34	3	10.34	78.98%	8.70	84.88%
29/09/2013	3396	33	5x4.33	151	0.35	3	8.87	92.61%	8.69	86.45%
30/09/2013	3390	5	5x4.33	10	0.37	3	8.69	86.5%	9.33	83.35%

- Octubre

BANCO	ZONA	DETALLE DE MATERIAL A ANALIZAR						TAJO		PAD		PROMEDIO
		PROYECTO	POLIGONO FOTOS	MALLA (B X S)		FACTOR DE POTENCIA	N° FOTOS	P80 Tajo (fotos)	Pas 10 pulg Tajo (fotos)	P80 Pad (fotos)	Pas 10 pulg Pad (fotos)	
3390	Norte	3390-04	12	4	5	0.35	6	10.93	75.63%	9.24	78.8%	10.09
3390	Norte	3390-04	12	4	5	0.35	3	10.54	77.59%	9.63	82.08%	10.09
3390	Norte	3390-04	13	4	5	0.35	3	14.04	63.70%			
3390	Norte	3390-06	19	4.33	5	0.35	3	10.72	75.80%	11.21	73.89%	11.99
3390	Norte	3390-04	13	4	5	0.35	2	7.83	91.11%			
3390	Norte	3390-06	18	4.33	5	0.35	2	15.37	54.40%	9.87	80.63%	11.06
3390	Norte	3390-07	23	4.33	5	0.34	2	11.17	72.03%			
3390	Norte	3390-04	14	4	5	0.35	3	14.76	62.80%	7.86	92.97%	10.45
3390	Norte	3390-07	23	4.33	5	0.34	2	8.74	87.17%			
3390	Norte	3390-04	15	4	5	0.35	3	10.05	79.79%	14.92	60.63%	11.64
3390	Norte	3390-09	30	4.33	5	0.36	3	9.94	80.24%			
3390	Norte	3390-04	16	4	5	0.35	2	9.25	82.20%			
3390	Norte	3390-05	10	4.33	5	0.34	1	8.29	86.54%	10.94	74.43%	9.24
3390	Norte	3390-07	24	4.33	5	0.34	2	8.46	87.30%			
3390	Norte	3390-09	30	4.33	5	0.36	1	7.76	90.34%			
3390	Sur	3390-10	38	4.33	5	0.36	1	7.5	92.32%	6.68	94.70%	9.54
3390	Norte	3390-07	24	4.33	5	0.34	1	11.16	73.76%			
3390	Norte	3390-04	15	4	5	0.35	1	14.62	59.87%			
3390	Norte	3390-07	26	4.33	5	0.34	3	8.00	90.05%	9.94	80.36%	9.6
3390	Norte	3390-10	40	4.33	5	0.36	3	10.73	75.60%			
3390	Norte	3390-12	43	4.33	5	0.38	4	10.19	78.97%			
3390	Norte	3390-09	31	4.33	5	0.36	2	6.69	93.17%	-	-	8.44
3390	Norte	3390-12	42	4.33	5	0.38	2	13.51	63.89%			
3390	Norte	3390-09	34	4.33	5	0.36	2	11.08	63.79%	8.51	87.05%	9.706
3390	Norte	3390-12	43	4.33	5	0.38	2	6.76	93.37%			
3390	Norte	3390-09	33	4.33	5	0.36	1	8.67	86.57%			
3390	Norte	3390-13	47	4	5	0.38	2	9.22	84.23%			
3390	Norte	3390-08	27	4.33	5	0.33	1	7.46	94.82%	-	-	8.72
3390	Norte	3390-09	31	4.33	5	0.36	1	8.71	87.11%			
3390	Norte	3390-09	32	4.33	5	0.36	1	9.5	82.24%			
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
3390	Norte	3390-14	50	4	5	0.38	3	9.83	80.76%			
3390	Norte	3390-16	54	4.8	3.8	0.48	2	9.9	80.60%	-	-	9.865
3390	Norte	3390-16	54	4.8	3.8	0.48	3	11.85	74.26%	-	-	11.85
3390	Norte	3390-16	53	4.8	3.8	0.48	1	6.08	98.71%			
3390	Norte	3390-16	54	4.8	3.8	0.48	6	10.65	76.65%	-	-	8.365
3390	Norte	3390-17	62	4.8	3.8	0.45	3	12.31	69.18%			
3390	Norte	3390-14	50	5	4	0.38	3	18.31	44.39%			15.46
3390	Norte	3390-17	58	4.8	3.8	0.45	3	15.76	53.35%			
3390	Norte	3390-17	58	4.8	3.8	0.45	2	11.8	73.26%			
3390	Norte	3390-17	62	4.8	3.8	0.45	2	9.06	83.36%			9.27
3390	Norte	3390-19	67	4.8	3.8	0.43	2	6.94	95.74%			
3390	Norte	3390-19	67	4.8	3.8	0.43	2	8.24	88.92%			
3390	Norte	3390-17	61	4.8	3.8	0.45	2	6.47	96.46%			7.61
3390	Norte	3390-16	54	4.8	3.8	0.48	2	8.11	89.22%			
3390	Norte	3390-19	67	4.8	3.8	0.43	2	6.7	93.67%			
3390	Norte	3390-18	64	4.8	3.8	0.43	2	12.23	69.46%			8.70
3390	Norte	3390-20	71	4.8	3.8	0.39	2	7.16	93.67%			
3390	Norte	3390-20	73	4.8	3.8	0.39	2	8.64	84.23%			
3390	Norte	3390-21	74	4.8	3.8	0.39	2	8.51	88.08%			8.66
3390	Norte	3390-17	58	4.8	3.8	0.45	2	8.82	82.45%			
3390	Norte	3390-18	64	4.8	3.8	0.43	2	10.37	76.19%			
3390	Norte	3390-20	71	4.8	3.8	0.39	2	8.59	82.45%			9.27
3390	Norte	3390-22	76	4.8	3.8	0.47	2	8.84	85.45%			
3390	Norte	3390-20	71	4.8	3.8	0.39	2	11.09	78.32%			
3390	Norte	3390-21	74	4.8	3.8	0.39	2	8.49	87.95%			9.42
3390	Norte	3390-22	75	4.8	3.8	0.47	2	8.68	87.91%			
3390	Norte	3390-22	75	4.8	3.8	0.47	2	13.22	64.28%			
3390	Norte	3390-24	80	4.8	3.8	0.43	2	10.94	75.81%	10.28	78.33%	11.95
3390	Norte	3390-24	81	4.8	3.8	0.43	2	11.68	73.62%			
3390	Norte	3390-25	84	4.8	3.8	0.43	2	10.81	76.56%			
3390	Norte	3390-24	81	4.8	3.8	0.43	2	12.69	82.46%			9.98
3390	Norte	3390-28	95	4.8	3.8	0.45	2	6.44	95.77%			
3390	Norte	3390-21	74	4.8	3.8	0.39	2	7.56	92.84%			
3390	Norte	3390-27	90	4.8	3.8	0.43	2	7.74	88.76%			7.92
3390	Norte	3390-27	92	4.8	3.8	0.43	2	8.46	89.63%			
3390	Norte	3390-23	79	4.8	3.8	0.42	2	9.21	85.28%			8.00
3390	Norte	3390-27	89	4.8	3.8	0.43	2	6.79	97.36%			
3390	Norte	3390-27	89	4.8	3.8	0.43	2	12.21	71.06%			
3390	Norte	3390-27	90	4.8	3.8	0.45	2	14.17	61.32%			11.47
3390	Norte	3390-28	96	4.8	3.8	0.45	2	8.02	86.37%			
3390	Norte	3390-24	81	4.8	3.8	0.43	2	6.82	93.60%			7.30
3390	Norte	3390-24	84	4.8	3.8	0.43	2	7.78	92.88%			
3390	Norte	3390-28	96	4.8	3.8	0.45	2	7.54	89.71%	9.40	83.84%	8.76
3390	Norte	3390-26	102	4.8	3.8	0.47	2	9.97	80.11%			
3390	Norte	3390-28	65	4.8	3.8	0.45	2	6.61	92.24%			
3390	Norte	3390-26	104	4.8	3.8	0.47	2	4.92	92.00%			5.77

• **Noviembre**

FECHA	DETALLE DE MATERIAL A ANALIZAR								TAJO		PAD		PROMEDIO TOTAL	
	BANCO	ZONA	PROYECTO	TONELAJE	POLIGONO FOTOS	MALLA (S X B)		FACTOR DE POTENCIA	Nº FOTOS	P80 Tajo (fotos)	Pas 10 pulg Tajo (fotos)	P80 Pad (fotos)		Pas 10 pulg Pad (fotos)
01 - nov	3390	Norte	3390-26	72,747	104	4.8	3.8	0.47	2	4.19	96.00%	8.91	86.9%	7.0
01 - nov	3390	Norte	3390-31	30,025	112	4.8	3.8	0.48	2	8.02	82.89%			
02 - nov	3390	Norte	3390-31	30,025	112	4.8	3.8	0.48	2	8.59	85.9%			8.9
02 - nov	3390	Norte	3390-22	33,206	Ore split 02	4.8	3.8	0.47	2	9.18	83.9%			
03 - nov	3390	Norte	3390-35	34,821	116	4.8	3.8	0.42	2	15.32	60.2%	9.79	80.7%	9.98
03 - nov	3390	Intermedio	3390-26	72,747	102	4.8	3.8	0.47	2	4.82	92.0%			
04 - nov	3390	Norte	3390-25	27,748	116	4.8	3.8	0.42	2	12.13	72.6%	9.47	83.2%	9.95
04 - nov	3390	Intermedio	3390-34	38,543	119	4.8	3.8	0.43	2	8.26	87.8%			
05 - nov	3390	Norte	3390-25	27,748	116	4.8	3.8	0.42	2	6.1	92.0%	9.02	85.7%	7.1
05 - nov	3390	Intermedio	3390-34	38,543	119	4.8	3.8	0.43	2	6.15	92.0%			
06 - nov	3384	Norte	3384-03	52,125	6	4.8	3.8	0.45	2	6.75	92.0%	8.5	89.8%	7.6
07 - nov	3390	Norte	3390-36	33,713	122	4.8	3.8	0.44	2	8.32	86.1%	6.26	92%	7.3
08 - nov	3384	Norte	3384-03	52,125	6	4.8	3.8	0.45	2	9.17	84.5%	8.93	86.2%	d
08 - nov	3384	Norte	3384-03	52,125	8	4.8	3.8	0.45	2	10.9	78%			
09 - nov	3384	Norte	3384-03	52,125	6	4.8	3.8	0.45	2	10.6	77%	8.5	82%	8.77
09 - nov	3390	Norte	3390-36	33,713	122	4.8	3.8	0.45	2	7.2	92%			
10 - nov	3384	Norte	3384-05	23,066	10	4.8	3.8	0.47	2	9.62	82%	-	-	8.16
10 - nov	3390	Norte	3390-38	49,007	126	4.8	3.8	0.46	2	6.7	92%			
11 - nov	3384	Norte	3384-05	23,066	10	4.8	3.8	0.47	2	8.47	89%	9.9	80.4%	9.23
11 - nov	3390	Norte	3390-38	49,007	126	4.8	3.8	0.46	2	9.31	82%			
12 - nov	3384	Norte	3384-05	23,066	10	4.8	3.8	0.47	2	8.82	86%	-	-	7.85
12 - nov	3384	Norte	3384-04	26,833	9	4.8	3.8	0.44	2	6.88	92%			
13 - nov	3384	Norte	3384-05	23,066	10	4.8	3.8	0.47	2	13.8	61%	-	-	12.13
13 - nov	3384	Norte	3384-04	26,833	9	4.8	3.8	0.44	3	10.45	78.5%			
14 - nov	3384	Norte	3384-04	26,833	9	4.8	3.8	0.44	2	8.98	86%	8.63	85.7%	7.98
14 - nov	3390	Norte	3390-39	28,002	130	4.8	3.8	0.46	2	6.33	92%			
15 - nov	3384	Norte	3384-07	39,113	18	4.8	3.8	0.47	2	9.13	83.4%	8.46	86.2%	8.4
15 - nov	3384	Norte	3384-08	14,493	22	4.8	3.8	0.49	2	7.48	92%			
16 - nov	3384	Norte	3384-08	14,493	22	4.8	3.8	0.49	2	10.25	78.5%	7.41	92%	10.01
16 - nov	3390	Norte	3390-38	49,007	127	4.8	3.8	0.46	2	12.37	70.7%			
17 - nov	3384	Norte	3384-08	14,493	16	4.8	3.8	0.49	2	11.27	73.31%	5.51	92.0%	9.07
17 - nov	3390	Norte	3390-38	49,007	115	4.8	3.8	0.46	2	10.43	77.65%			
18 - nov	3384	Norte	3384-07	39,113	18	4.8	3.8	0.47	2	10.93	75.9%	6.75	92%	8.95
18 - nov	3384	Norte	3384-07	39,113	16	4.8	3.8	0.47	2	9.18	82.3%			
19 - nov	3384	Norte	3384-04	26,833	9	4.8	3.8	0.44	2	9.92	80.5%	9.07	86.6%	9.02
19 - nov	3384	Norte	3384-10	36,256	26	4.8	3.8	0.46	2	8.06	79.6%			
20 - nov	3384	Norte	3384-07	39,113	13	4.8	3.8	0.47	2	9.25	83%	5.33	100%	7.29
21 - nov	3384	Norte	3384-10	36,256	27	4.8	3.8	0.44	2	12.83	66.07%	7.37	83%	10.89
21 - nov	3384	Norte	3384-12	41,719	33	4.8	3.8	0.46	2	12.48	66.52%			
22 - nov	3384	Norte	3384-10	36,256	29	4.8	3.8	0.46	3	8.44	80.2%	7.46	92%	7.95
23 - nov	3390	Intermedia	3390-40	18,756	134	4.8	3.8	0.38	2	9.33	83.2%	6.97	92%	8.25
23 - nov	3390	Intermedia	3390-41	36,322	137	4.8	3.8	0.39	2	8.46	83.4%			
24 - nov	3384	Norte	3384-13	30,801	39	4.8	3.8	0.35	2	6.65	92%	8.2	92%	8.16
24 - nov	3390	Intermedia	3390-43	34,317	142	4.8	3.8	0.32	2	9.62	82%			
25 - nov	3384	Norte	3384-08	14,493	19	4.8	3.8	0.49	2	8.6	86%	10.35	77.9%	8.73
25 - nov	3390	Intermedia	3390-43	34,317	142	4.8	3.8	0.32	2	7.23	92%			
26 - nov	3384	Intermedia	3384-17	27,568	46	4.8	3.8	0.44	3	8.89	84%	6.65	92%	7.77
27 - nov	3390	Norte	3390-44	23,290	143	4.8	3.8	0.32	2	9.57	82%	7.50	92%	8.54
28 - nov	3390	Sur	3390-44	23,290	143	4.8	3.8	0.32	2	7.74	91%			
28 - nov	3384	Intermedia	3384-17	27,568	44	4.8	3.8	0.44	3	6.67	92%	5.58	92%	6.66
29 - nov	3384	Intermedia	3384-15	23,445	43	4.8	3.8	0.45	3	5.45	92%	6.97	92%	6.21
30 - nov	3378	Norte	3378-01	42,164	2	4.6	3.6	0.49	3	8.44	88.5%	8.86	86%	8.65

- Diciembre

FECHA	DETALLE DE MATERIAL A ANALIZAR								TAJO			PAD		PROMEDIO TOTAL
	BANCO	ZONA	PROYECTO	POLIGONO FOTOS	MALLA X B	(S	FACTOR DE POTENCIA	Nº FOTOS	P50 Tajo (fotos)	P80 Tajo (fotos)	Pas 10 pulg Tajo (fotos)	P80 Pad (fotos)	Pas 10 pulg Pad (fotos)	
01 - dic	3390	Norte	3384-20	55	4.6	3.6	0.47	3	5.53	9.84	80.77%	-	-	9.8
02 - dic	3378	Norte	3378-01	2	4.6	3.6	0.49	2	4.47	8.87	86.44%	-	-	7.4
02 - dic	3384	Norte	3384-15	43	4.8	3.8	0.45	2	1.5	5.96	89.58%	-	-	
03 - dic	3378	Norte	3378-04	9	4.6	3.6	0.51	2	4.56	8.80	86.31%	-	-	8.8
03 - dic	3378	Norte	3378-04	11	4.6	3.6	0.51	2	4.2	8.87	87.44%	-	-	
04 - dic	3384	Norte	3384-17	44	4.8	3.8	0.44	2	6.4	10.55	76.98%	-	-	9.7
04 - dic	3384	Norte	3384-15	43	4.8	3.8	0.45	2	5.29	8.80	86.31%	-	-	
05 - dic	3384	Norte	3384-20	53	4.8	3.8	0.47	2	4.5	8.75	86.30%	-	-	8.9
05 - dic	3384	Norte	3384-22	60	4.6	3.6	0.46	2	6.36	9.10	84.50%	-	-	
06 - dic	3384	Norte	3384-20	53	4.8	3.8	0.47	2	4.71	8.10	90.69%	-	-	8.2
06 - dic	3378	Norte	3378-	8	4.6	3.6	0.44	2	3.67	8.23	87.71%	-	-	
07 - dic	3384	Norte	3384-22	62	4.6	3.6	0.46	2	3.15	6.01	96.64%	-	-	7.7
07 - dic	3384	Norte	3384-23	65	4.6	3.6	0.51	2	5.26	9.43	82.75%	-	-	
08 - dic	3378	Norte	3378-04	9	4.6	3.6	0.51	2	4.86	9.09	84.40%	-	-	8.6
08 - dic	3384	Norte	3384-20	55	4.6	3.6	0.47	2	4.47	8.14	89.44%	-	-	
09 - dic	3378	Norte	3378-04	10	4.6	3.6	0.51	2	4.5	8.45	89.13%	-	-	8.2
09 - dic	3384	Norte	3384-22	61	4.6	3.6	0.46	2	5.11	7.93	92.89%	-	-	
10 - dic	3384	Norte	3384-22	60	4.6	3.6	0.46	2	4.8	8.00	90.23%	-	-	7.9
10 - dic	3384	Norte	3384-24	69	4.6	3.6	0.52	2	4.58	7.88	91.76%	-	-	
11 - dic	3378	Norte	3378-04	9	4.6	3.6	0.51	3	4.56	8.62	86.83%	-	-	8.4
11 - dic	3384	Norte	3384-26	74	4.6	3.6	0.53	2	4.17	8.19	86.81%	-	-	
12 - dic	3378	Norte	3378-04	11	4.6	3.6	0.51	2	4.19	8.53	87.92%	-	-	7.8
12 - dic	3384	Norte	3384-27	84	5	4.33	0.35	2	3.63	7.01	92.97%	-	-	
13 - dic	3384	Norte	3384-24	69	4.6	3.6	0.52	2	4.61	8.2	87.79%	-	-	7.50
13 - dic	3384	Norte	3384-27	80	5	4.33	0.35	2	3.47	6.79	94.24%	-	-	
14 - dic	3384	Norte	3384-27	84	5	4.33	0.35	2	3.68	7.7	89.94%	-	-	7.50
14 - dic	3384	Norte	3384-27	80	5	4.33	0.35	2	4.27	7.29	95.16%	-	-	
15 - dic	3384	Norte	3384-27	80	5	4.33	0.35	2	3.39	7.93	87.06%	-	-	7.93
16 - dic	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
17 - dic	3384	Norte	3384-29	88				2	4.79	7.64	94.84%	-	-	7.31
17 - dic	3384	Norte	3384-32	93				2	3.84	6.98	94.35%	-	-	
18 - dic	3384	Norte	3384-32	93				2	4.5	7.7	95.00%	-	-	
19 - dic	3384	Norte	3384-32	94				3	4.5	7.44	93.94%	-	-	7.44
20 - dic	3384	Norte	3384-34	14	5	4.33	0.35	2	5.66	9.22	84.23%	-	-	9.22
21 - dic	3384	Norte	3384-08	97				2	3.36	5.18	99.61%	6.18	100%	5.18
22 - dic	3384	Norte	3384-27	80	5	4.33	0.35	2	4.91	7.6	92.80%	-	-	7.60
23 - dic	3378	Norte	3378-08	16	5	4.33	0.45	2	3.01	5.73	97.11%	-	-	5.73
24 - dic	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
25 - dic	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
26 - dic	3384	Norte	3384-08	97				2	3.83	7.61	91.11%	-	-	7.00
26 - dic	3378	Norte	3378-03	16	4.6	3.6	0.44	2	4.1	6.39	96.00%	-	-	
27 - dic	3384	Norte	3384-27	88	5.3	4.33	0.35	2	4.52	8.26	89.68%	-	-	11.17
27 - dic	3384	Norte	3378-05	110	5.3	4.58	0.34	2	7	14.08	63.71%	-	-	
28 - dic	3384	Norte	3384-27	88	5.3	4.33	0.35	2	4.02	8.96	84.61%	-	-	9.36
28 - dic	3384	Norte	3378-05	111	5.3	4.58	0.34	2	5.74	9.75	81.40%	-	-	
29 - dic	3378	Norte	3378-09	23	4.6	3.6	0.47	2	4.07	8.03	90.09%	-	-	7.42
29 - dic	3384	Norte	3384-26	74	4.6	3.6	0.53	2	3.65	6.8	94.86%	-	-	
30 - dic	3378	Norte	3378-09	23	4.6	3.6	0.47	2	4.68	7.97	91.45%	-	-	8.39
30 - dic	3384	Norte	3384-14	37	4.8	3.8	0.33	2	4.92	8.81	85.76%	-	-	
31 - dic	3378	Norte	3378-10	29	4.8	3.8	0.47	2	3.86	7.88	88.75%	-	-	8.42
31 - dic	3384	Norte	3384-35	112	5	4.33	0.36	2	4.07	8.95	84.05%	-	-	

ANEXO D: REPORTE DE MONITOREOS DE VIBRACIONES

- Registro mes de Noviembre

EVENTO	FECHA	PROYECTO	ZONA	HORA DEL DISPARO	LUGAR DEL MONITOREO	DISTANCIA	PEAK VECTOR SUM mm/s	VPP Tran mm/s	VPP Vert mm/s	VPP Long mm/s	FRECUENCIA Tran Hz	FRECUENCIA Vert Hz	FRECUENCIA Long Hz	GOLPE DE AIRE Pa	FRECUENCIA Hz
1	01 - nov	3390-33	NORTE	12:30:49	Dique de mina	332.1	7.8	4.7	2.29	2.03	8.1	7.5	8.8	0.5	-
2	03 - nov	3390-34	NORTE	12:33:19	Dique de mina	335.41	3.49	2.54	2.29	2.79	9.8	12	6.8	0.5	<100
3	04 - nov	3384-03	NORTE	12:28:52	Dique de mina	388.5	4.18	2.16	1.65	3.81	7.6	9.5	6.5	-	-
4	06 - nov	3390-36/3384-04	NORTE	15:52:29	Dique de mina	348.19	6.88	3.17	2.03	6.73	10	11	12	0.5	>100
5	07 - nov	3384-05/3390-37	NORTE	12:38:05	Dique de mina	357.56	7.61	2.92	3.68	6.86	8.5	12	10	0.5	>100
6	09 - nov	3390-39/38	NORTE	12:34:44	Dique de mina	356.39	7.8	5.08	3.94	6.48	9.7	8	8.3	0.5	>100
7	10 - nov	3384-06	NORTE	12:37:25	Dique de mina	416.88	4.55	2.29	2.03	4.06	9.7	9.7	9.3	0.5	>100
8	12 - nov	3384-07	NORTE	12:37:43	Dique de mina	361.84	5.49	2.92	2.16	5.08	11	9.5	7.9	0.5	-
9	14 - nov	3390-41	NORTE	12:27:18	Dique de mina	299.52	5.09	3.58	2.54	4.44	11	11	7.5	0.5	-
10	15 - nov	3384-09	NORTE	13:04:10	Dique de mina	242.18	6.09	2.92	2.92	5.59	9.5	8.3	8.1	0.5	-
11	16 - nov	3384-10	NORTE	12:24:51	Dique de mina	401.72	4.29	4.19	2.03	3.3	6.04	7.09	6.05	0.5	-
12	18 - nov	3384-11	NORTE	12:32:35	Dique de mina	230.03	7.33	3.43	2.16	6.22	9.1	8.8	7.33	0.5	>100
13	19 - nov	3384-12	NORTE	12:43:17	Dique de mina	330.14	3.99	2.79	1.02	3.68	11	9.5	5.4	0.5	>100
14	21 - nov	3384-13	NORTE	12:32:23	Dique de mina	281.06	4.38	3.81	1.52	3.68	6.7	13	3.6	0.5	-
15	22 - nov	3384-15	NORTE	12:36:50	Dique de mina	329.54	4.98	3.17	1.02	4.19	7.2	37	9.7	0.5	>100
16	23 - nov	3390-43	INTERMEDIA	12:44:31	Dique de mina	347.93	6.52	5.08	3.3	5.21	9.3	20	9.1	0.5	>100
17	25 - nov	3384-16/17	NORTE	13:01:36	Dique de mina	320.14	10.1	7.37	5.08	6.86	8.5	9.7	9.1	0.5	-
18	26 - nov	3390-44	INTERMEDIA	12:53:00	Dique de mina	379.5	2.93	1.02	1.14	1.09	12	9.7	7.9	0.5	>100
19	27 - nov	3384-18	NORTE	12:31:04	Dique de mina	322.73	3.96	2.41	1.4	3.68	9.3	8.4	7.2	0.5	>100
20	29 - nov	3384-20	NORTE	12:39:09	Dique de mina	251.58	7.7	2.92	3.17	7.49	8.5	9.3	6.6	0.5	>100

- Reporte de monitoreo de vibraciones para prueba en el Proyecto 3384-22

